



T
782

UNIVERSIDAD COMPLUTENSE DE MADRID

FACULTAD DE CIENCIAS GEOLOGICAS

Departamento de Cristalografía y Mineralogía

DE LA MODELIZACION DEL YACIMIENTO
A LA PRODUCCION MINERAL DIARIA

*Seguimiento y control geológico
de una explotación minera*



R. T. 2 235

X-59-151142-0

José Ignacio Manteca Martínez

Madrid, 1993

UNIVERSIDAD COMPLUTENSE DE MADRID

DE LA MODELIZACION DEL YACIMIENTO
A LA PRODUCCION MINERAL DIARIA

*Seguimiento y control geológico
de una explotación minera*



JOSE IGNACIO MANTECA MARTINEZ

MADRID, 1993

Tesis presentada en el Depto. de Cristalografía y Mineralogía por
D. JOSE IGNACIO MANTECA MARTINEZ, para la obtención
del grado de Doctor en Ciencias Geológicas, por la Universidad
Complutense de Madrid

Dirigida por:

Dña. ROSARIO LUNAR HERNANDEZ

CATEDRATICO DEL DEPARTAMENTO DE CRISTALOGRAFIA Y
MINERALOGIA DE LA UNIVERSIDAD COMPLUTENSE DE MADRID

A mi padre

A mi mujer y a mis hijos

*A los nostálgicos de la minería
capaces de emocionarse ante un
viejo castillete abandonado, o un
socavón perdido en la montaña.*

AGRADECIMIENTOS

La presente tesis es el resultado de muchos años de trabajo y aprendizaje en la Geología de mina. A lo largo de ellos, son muchas las personas, que de alguna manera, han contribuido a su realización.

En primer lugar, deseo manifestar mi agradecimiento a la directora de la Tesis, Dra. Rosario Lunar Hernández, catedrático del Depto. de Cristalografía y Mineralogía, por su apoyo y estímulo para la realización de la misma.

A José Angel López García, profesor titular de dicho departamento, por el apoyo y las facilidades prestadas. A Alejandrino Gallego, profesor titular del Depto. de Economía de la empresa de la Universidad de Murcia, y antiguo y entrañable compañero de trabajo en la minería, le agradezco sus ayudas, y la lectura crítica del manuscrito. Igualmente a Mario Chica Olmo, profesor titular del Depto. de Geodinámica de la Universidad de Granada, y especialista en Geoestadística, por la revisión del texto y el apoyo prestado.

También quiero expresar mi gratitud por la ayuda prestada de una u otra manera, a mis compañeros de la Sección de Minas, de la Escuela Universitaria Politécnica de Cartagena, José Conde del Teso, Carlos Chamón Cobos, Antonio García Martín.

No podría dejar de recordar con agradecimiento, a la ya desaparecida Sociedad Minero Metalúrgica de Peñarroya, donde aprendí el oficio de geólogo de mina, y me desarrollé profesionalmente durante tantos años, y especialmente, a los magníficos compañeros y excelentes profesionales que allí encontré.

Mi reconocimiento para el Grupo Minero La Parrilla, personalizado en su presidente Martín Gallego Málaga, por haberme permitido utilizar la información correspondiente a ese yacimiento.

Finalmente, quiero manifestar mi gratitud a Dori, mi mujer, por su continuo estímulo y aliento, sin el cual, difícilmente hubiera podido realizar esta tesis.

INDICE DE MATERIAS

1 - INTRODUCCION	1
2 - BASES GENERALES PARA LA CUANTIFICACION DE RECURSOS MINERALES	6
2.1 - DISTRIBUCIÓN DE LAS ACUMULACIONES METAL EN LA CORTEZA TERRESTRE: ASPECTOS ESTADÍSTICOS	7
2.1.1 - Aspectos generales	7
2.1.2 - La función Tonelaje-Ley : La ley de Lasky	13
2.1.3 - La correlación entre tonelaje y ley en los depósitos minerales	17
2.1.4 - Relaciones tonelajes-leyes a escala cortical	19
2.1.5 - La distribucion de frecuencias de las leyes, en relación con su "soporte"	22
2.2 - LA ESTRUCTURA DEL CONTENIDO METAL EN LOS DEPÓSITOS MINERALES: ASPECTOS GEOESTADÍSTICOS	24
2.2.1- Aproximación geoestadística al estudio de la variabilidad espacial del reparto metal	24
2.2.2 - Algunos aspectos teóricos esenciales	27
2.2.3 - El análisis estructural	31
2.2.4 - La interpretación de los variogramas	34
2.2.5 - Metalogenia y Variografía	37
2.2.6 -Las principales aplicaciones mineras de la Geoestadística	41
2.2.7 -Algunas reflexiones sobre el empleo de la Geoestadística en la práctica minera y sus limitaciones	43
2.3 - ASPECTOS ECONÓMICOS BÁSICOS PARA EL ESTUDIO Y VALORACIÓN DE LOS DEPÓSITOS MINERALES	46
2.3.1 -El parámetro económico para el estudio de los depósitos minerales: La ley de corte	46
2.3.2 - El Role: Generalización del parámetro de corte para depósitos polimetálicos	49
2.3.3 - Estrategia de la ley de corte	50
2.3.4 -Sensibilidad de las reservas a las variaciones del parámetro de corte	53
2.3.5 - Explotación de la curvas tonelaje-ley y su validez	54
3 - EL PROCESO DE ESTIMACION DE RESERVAS:MODELIZACION DEL DEPOSITO MINERAL	58
3.1 - Bases generales de la estimación	58

3.1.1 - Definición de las condiciones que debe cumplir una buena estimación	61
3.1.2 - El error de la estimación : sus factores y su repercusión práctica	63
3.2 - Clasificación de las técnicas de estimación	65
3.2.1 - Los métodos geomatemáticos	66
3.2.1 - El krigeaje	68
3.3 - Sistemática del proceso de estimación de reservas	70
3.3.1 - Creación de la base de datos o fichero básico	71
3.3.2 - Depuración de la base de datos	73
3.3.3 - Introducción de códigos geológicos	74
3.3.4 - Análisis estadístico	74
3.3.5 - La regularización de los datos (ponderación o "compositing")	75
3.3.6 - Optimización altura y posición de los bancos	77
3.3.7 - El análisis estructural: Variografía	79
3.3.7.1 - Importancia de la construcción de los variogramas bajo "Restricción Geológica"	80
3.3.8 - La modelización del depósito mineral	82
3.3.8.1 - El modelo geológico	83
3.3.8.2 - El modelo geométrico	84
3.3.8.3 - El modelo numérico	87
3.3.9 - Aplicación del krigeaje bajo restricción geológica	88
3.3.10 - Definición de los Recursos	89
3.3.11 - El diseño de corta	91
3.3.11.1 - El diseño óptimo	92
3.3.12 - Definición de las Reservas	93
3.4 - Reflexión sobre la fiabilidad de las estimaciones y las limitaciones de un modelo	94
3.4.1 - Otras limitaciones en la aplicación de las técnicas geomatemáticas de estimación, y de los métodos geoestadísticos en particular	97
3.4.2 - Reflexión sobre las técnicas de estimación, frente al riesgo económico en minería	102
4 - EL PASO DEL PROYECTO A LA EXPLOTACION. DEL MODELO AL YACIMIENTO REAL: INTRODUCCION DE CONTROLES	105
4.1 - Insuficiencia del modelo inicial	106
4.1.1 - Los tipos de control a efectuar y su adecuacion al carácter del cuerpo mineralizado	108
4.1.2 - El control del yacimiento en el caso de los depositos de la Sierra de Cartagena	111
4.2 - EL CONTROL MORFOLÓGICO DEL CUERPO MINERALIZADO	113
4.2.1 - Bases del control morfológico	113

4.2.2 - La utilización del control morfológico	114
4.3 - EL CONTROL CUANTITATIVO O CONTROL DE LEYES	123
4.3.1 - Bases y objetivos	123
4.3.2 - La sistemática del control de leyes	124
4.3.2.1 - La obtención de muestras	125
4.3.2.2 - Tipos de sondeos de control de leyes	127
4.3.2.3 - Comparación entre ambos tipos de sondeos respecto a la representatividad de las muestras y fiabilidad de las leyes	130
4.3.3 - El "test mina"	137
4.3.4 - El soporte o módulo de la estimación : Definición de la malla del control de leyes	137
4.3.4.1 - Ejemplos de optimización de la malla de control de leyes	140
4.3.5 - Preparación de las muestras	146
4.3.6 - Tratamiento de los datos	148
4.3.6.1 - Ejemplo de tratamiento por krigeaje de los datos de control de leyes	150
4.4 - EL CONTROL CUALITATIVO (MINERALÓGICO-MINERALÚRGICO)	161
4.4.1 -Expresión mineralógica y comportamiento mineralúrgico	161
4.4.1.1 - El control indirecto o de la "expresión mineralógica"	162
4.4.1.1.1 - El control cualitativo diario sobre los frentes de explotación	163
4.4.1.2 - El control directo o experimental	166
4.4.2 - Importancia de ciertas características petrológicas mineralógicas y químicas de los materiales, en su tratamiento por flotación	167
4.4.2.1 - Las zonas de oxidación	167
4.4.2.2 - El problema de los carbonatos complejos	172
4.4.2.3 - El problema de los minerales de ganga arcillosa	179
4.4.2.4 - Las zonas de sulfatos y la importancia de su control	181
4.4.2.5 - Otros factores mineralógicos de repercusión en el tratamiento, y en especial sobre la Diferenciación	183
4.4.2.5.1 - Incidencia de aspectos texturales	183
4.4.2.5.2 - Incidencia de aspectos composicionales	187
4.4.3 - Previsión experimental del comportamiento mineralúrgico : Los tests de flotación	190
4.4.3.1 - Representatividad de los test de flotación : Equivalencia resultados de laboratorio e industriales	192

4.4.4 - Análisis estadístico de datos analíticos de las muestras versus resultados mineralúrgicos experimentales y su aplicación a las Previsiones.	194
---	-----

5 - LA SELECCION DEL MINERAL Y PLANIFICACION DE SU EXPLOTACION 199

5.1 - La integración de la información cuantitativa y cualitativa: De la base de datos a los planos de pre-explotación	199
5.2 - Selección de los parámetros de corte "operativos" y clasificación de las categorías de mineral en un yacimiento	201
5.2.1 - Definición de mineral al lavadero o "todo uno" (T ₁)	201
5.2.2 - Definición de mineral marginal (T ₂)	202
5.2.3 - Definición de mineral submarginal (T ₃)	203
5.2.4 - Otras categorías	203
5.3 - La selección del mineral o selectividad	204
5.3.1 - Niveles y fases de la selectividad	205
5.3.2 - Justificación de la selectividad	207
5.3.3 - Ejecución de la selectividad	208
5.4 - La planificación a corto y medio plazo	213
5.4.1 - El recuento de lo explotado	217
5.4.2 - Validez de las previsiones a corto plazo: análisis de las desviaciones entre previsiones y resultados	223
5.5 - Análisis de la validez de los modelos numéricos iniciales. Comparación datos del proyecto con las previsiones a corto plazo y los resultados reales .	232

6 - CASO PRACTICO DE ESTIMACION DE RESERVAS: CANTERA SULTANA (SIERRA DE CARTAGENA) 236

6.1 - Contexto geológico regional	237
6.2 - Geología del yacimiento	238
6.3 - Los antecedentes mineros y las nuevas perspectivas de la zona	239
6.4 - Síntesis del modelo geológico: Definición de los objetivos a estimar	240
6.5 - Proceso de estimación	243
6.5.1 - Preparación, edición y análisis de los datos de la campaña de sondeos	244
6.5.1.1 - Envergadura de la campaña	244
6.5.1.2 - Estructura de la información	246
6.5.2 - Depuración de la base de datos	247
6.5.3 - Introducción de códigos geológicos	248
6.5.4 - Validez de los datos de los sondeos de circulación inversa (C.I.) frente a los de los sondeos a testigo continuo	249
6.5.5 - Regularización de datos según un soporte dado	250

6.5.5.1 - Optimización altura y posición de bancos.	250
6.5.5.2 - Regularización o Ponderación	251
6.5.6 - Análisis estadísticos	252
6.5.7 - Análisis estructural	255
6.5.7.1 - Antecedentes.	255
6.5.7.2 - Utilización de los datos de preexplotación, para la obtención de variogramas	257
6.5.8 - Elección del sistema y condiciones de la interpolación	264
6.5.9 - Modelización o construcción del modelo de bloques	265
6.5.9.1 - Modelo morfológico	265
6.5.9.2 - Modelo geométrico.	266
6.5.9.3 - Modelo numérico	278
6.5.9.3.1 - Estimación de los sulfuros Mioceno.	268
6.5.9.3.2 - Estimación de la Brecha	271
6.5.9.3.3 - Estimación del mineral en el Paleozoico	272
6.6 - Test sobre zona explotada (Test Mina)	274
6.7 - Recursos totales	276
6.8 - Determinación del Parámetro de Corte (Role de Corte)	276
6.9 - Diseño de corta.	280
7 - CASO PRACTICO DE ESTIMACION DE RESERVAS: MINA LA PARRILLA (CACERES)	286
7.1 - El Contexto Geológico	287
7.1.1 - Estructuras mineralizadas. Control geológico de la distribución de leyes. Zonalidades.	288
7.2 - Análisis de la información	294
7.2.1 - Historial minero	294
7.2.2 - depuración y ampliación base de datos	295
7.2.2.1 - Validación de ambas campañas de sondeos	298
7.2.2.2 - Discrepancias de leyes entre sondeos de testigo y de circulación inversa	300
7.3 - Test mina	306
7.4 - Regularización de datos	311
7.4.1 - Optimización de la altura y posición de los bancos	311
7.4.2 - Ponderación	311
7.4.3 - Análisis estadístico de los datos Regularizados	314
7.5 - Análisis estructural: Variogramas	316
7.6 - Modelo Morfológico	319
7.7 - Estimación de Recursos y Reservas.	320
7.7.1 - Elección sistema y condiciones de Interpolación	320
7.7.1.1 - Definición del modelo geométrico, o de bloques	322
7.7.1.2 - Construcción del modelo numérico. Krigeaje del haz Central	322

7.7.1.3 - Krigeaje bajo restricción geológica. Resultados . . .	323
7.7.1.4 - Krigeaje generalizado	326
7.7.2 - Estimación de Recursos	331
7.7.2.1 - Cubicación por modelo morfológico	331
7.7.2.2 - Cubicación por krigeaje	332
7.8 - Diseños de corta	334
8 - RESUMEN Y CONCLUSIONES.	336
9 - GLOSARIO DE TERMINOS ESPECIFICOS UTILIZADOS EN ESTA TESIS... .	346
10 - BIBLIOGRAFIA	353

INDICE DE TABLAS

Tabla 2.1	Tasas de concentración requeridas para la formación de yacimientos de diferentes elementos.	7
Tabla 2.2	Aplicaciones mineras de la geoestadística	42
Tabla 3.1	Los Blancos II - Influencia de la malla sobre el cálculo de las leyes medias	99
Tabla 3.2	Los Blancos II Comparación entre previsiones y resultados	99
Tabla 4.1	Alternativas de muestreo, ventajas e inconvenientes.	126
Tabla 4.2	Modalidades de operación en el control de leyes	129
Tabla 4.3	Resumen encuesta sobre las modalidades de control de leyes, en explotaciones a cielo abierto	130
Tabla 4.4	Discrepancias de leyes entre tipos de sondeo	131
Tabla 4.5	Estimación comparativa de paneles según ambos tipos de sondeo	133
Tabla 4.6	Repercusión del método de sondeo sobre los resultados económicos en relación con la ley de corte	134
Tabla 4.7	Repercusión del método de sondeo sobre la selectividad de pequeños bloques, según la ley de corte	134
Tabla 4.8	Cantera Los Blancos II: Varianza de estimación en función de la malla de sondeos.	145
Tabla 4.9	Correlación entre la proporción de metal oxidado y el rendimiento metal	169
Tabla 4.10	Balance del Zn sobre una muestra media del lavadero en días de mala flotación	177
Tabla 4.11	Composición del mineral tipo "manto cavernoso" en la mina Buen Consejo	179
Tabla 4.12	Variación de los contenidos relativos de Cu y Cd en Los Blancos, según la profundidad.	190
Tabla 4.13	Comparación entre los contenidos relativos de Cu y de Cd en la blenda de los concentrados del lavadero Roberto.	190
Tabla 4.14	Ejemplo de test de flotación sobre sondeos de control de leyes	193
Tabla 5.1	Aplicación de selectividad vertical adicional	209
Tabla 5.2	Comparación Mineral Previsto y Mineral Producido	211
Tabla 5.3	Dilución media anual en las explotaciones de la SMMPE	211
Tabla 5.4	Ejemplo de "plan marco" o planificación mensual del mineral, en las explotaciones de La Unión.	215
Tabla 5.5	Ejemplo de "plan previsional" o planificación a medio plazo del mineral.	216
Tabla 5.6	Ejemplo de "recuento sobre planos"	218
Tabla 5.7	Comparaciones a escala mensual, entre valores estimados y producciones reales.	219
Tabla 5.8	Valores medios de las desviaciones entre previsiones y resultados mensuales	225
Tabla 5.9	Ejemplo de comparación entre previsiones y resultados, a nivel mensual.	226

<i>Tabla 5.10 Desviaciones respecto al modelo numérico inicial</i>	232
<i>Tabla 5.11 Comparación entre estimaciones y resultados globales, de diversas explotaciones a cielo abierto, de la Sierra de Cartagena</i>	235
<i>Tabla 6.1 Reparto de la campaña de sondeos, por zonas y tipo de sondeo.</i>	244
<i>Tabla 6.2 Estadísticos de los datos regularizados, según códigos geológicos</i>	253
<i>Tabla 6.3 Comparación krigeaje inicial, con los resultados del Control de Leyes</i>	257
<i>Tabla 6.4 Sistemas de interpolación adoptados para la mineralización del Mioceno</i>	264
<i>Tabla 6.5 Mineralización filoniana en el Paleozoico. Relación entre el nº de impactos de sondeo positivos, y el correspondiente mineral, evidenciado por el control de leyes.</i>	273
<i>Tabla 6.6 Test mina, o test de validación del krigeaje sobre una zona explotada.</i>	274
<i>Tabla 6.7 Cotizaciones de los metales y cálculo del valor de los concentrados.</i>	279
<i>Tabla 6.8 Categorías de material dentro del diseño de corta</i>	281
<i>Tabla 6.9 Cubicación por niveles y tipos de mineral</i>	283
<i>Tabla 6.10 Cubicación total de Sultana, para role de corte 1,5</i>	284
<i>Tabla 7.1 Comparación estadística entre tipos de sondeos</i>	299
<i>Tabla 7.2 Comparación de frecuencias de leyes, entre sondeos de testigo y de circulación inversa</i>	304
<i>Tabla 7.3 La misma comparación, para los tramos interiores a los Haces.</i>	304
<i>Tabla 7.4 Comparación entre sondeos de testigo continuo y de circulación inversa</i>	305
<i>Tabla 7.5 Comparación entre sondeos de testigo y de circulación inversa, referida a los tramos interiores a los haces (códigos 11, 22 y 33)</i>	305
<i>Tabla 7.6 Reconstrucción del mineral tratado, a partir de los datos brutos, de seguimiento de la planta.</i>	307
<i>Tabla 7.7 Resultados del "test mina"</i>	310
<i>Tabla 7.8 Estadísticos de los datos regularizados. Ley de corte 0.</i>	315
<i>Tabla 7.9 Estadísticos de los datos regularizados. Ley de corte 600g WO₃</i>	315
<i>Tabla 7.10 Comparación entre cubicaciones, por método morfológico y por Krigeaje, del Haz Central</i>	325
<i>Tabla 7.11 Resultados comparativos entre las estimaciones por el método Morfológico y por Krigeaje generalizado.</i>	333

INDICE DE FIGURAS

Figura 2.1	Formación de depósitos minerales por sucesión de fenómenos geológicos concentradores.	8
Figura 2.2	Relación entre las distribuciones normal y lognormal.	9
Figura 2.3	Carácter lognormal de las distribuciones de leyes a la escala geoquímica.	10
Figuras 2.4.1 a 2.4.6	Ejemplos de histogramas de leyes en depósitos minerales. . .	11
Figura 2.5	Verificación del carácter lognormal de una distribución, por ajuste gráfico en papel log-probabilístico	12
Figura 2.6	Carácter bimodal de la distribución de leyes dentro de un nivel portador.	12
Figura 2.7	Verificación del cumplimiento de la ley de Lasky, a la escala del conjunto de depósitos de una región.	14
Figuras 2.8 y 2.9	Análisis histórico de la producción minera de Cu y Au en U.S.A.	15
Figura 2.10	Consumo relativo de energía, para producir 1 kg.de Cu, en relación con la ley del mineral bruto.	16
Figura 2.11	Recursos auríferos del W. de los E.E.U.U.: Relaciones ton/ley. . . .	17
Figura 2.12	Relaciones ton/ley de los depósitos de Cu de los Apalaches. Según Agterberg y Divi(1978).	18
Figura 2.13	Diferencia entre dos posibles tipos de distribución metal en la corteza terrestre y su repercusión minera.	20
Figura 2.14	Probable distribución polimodal de las leyes en la corteza terrestre, a modo de estructuras superpuestas o encajadas.	21
Figura 2.15	Yacimiento <i>Sultana</i> , Sierra de Cartagena. Fluctuación de la ley de Zn a lo largo de un sondeo vertical: superposición de componente aleatoria y estructural.	25
Figura 2.16	Yacimiento <i>La Parrilla</i> (Cáceres). Variabilidad de las leyes de WO_3 a lo largo de una trinchera transversal, efecto de la superposición de una componente aleatoria y una componente estructural.	26
Figura 2.17	Comparación entre la dispersión de las leyes puntuales y de bloques. .	29
Figura 2.18	Evolución de la varianza de dispersión con el tamaño relativo de bloque.	29
Figura 2.19	El variograma	32
Figura 2.20	Obtención de variogramas direccionales medios.	33
Figura 2.21	Modelos teóricos de variogramas, de empleo más frecuente: <i>esférico</i> y <i>exponencial</i>	33
Figura 2.22	Modelo de variograma con inflexión o <i>gaussiano</i>	34
Figura 2.23	Ajuste de variogramas experimentales a un modelo <i>esférico</i> , sin y con efecto de pepita.	34
Figura 2.24	Relación entre el carácter de la mineralización, y la forma de los correspondientes variogramas.	35
Figura 2.25	Medida de la anisotropía en un yacimiento y determinación de la <i>elipse de alcances</i>	36
Figura 2.26	Variograma con efecto de deriva.	36
Figura 2.27	Cantera <i>Los Blancos II</i> . Mapas de isoleyes, por plantas, elaborados con	

	los datos del control de leyes.	38
Figura 2.28	<i>Los Blancos II</i> . El máximo alcance de los variogramas, corresponde a la dirección N 160°, la de las fallas, confirmando que la mineralización está condicionada por la fracturación Neógena.	39
Figura 2.29	Cantera <i>Sultana</i> . El análisis estructural, muestra la anisotropía del reparto metal, en relación con la fracturación, confirmando su importante papel metalogénico.	40
Figura 2.30	Cantera <i>Sultana</i> : Medida de la degradación de mineral de blenda, marginal, almacenado a la intemperie.	53
Figura 2.31	Las curvas tonelaje-ley	55
Figura 2.32	Curvas tonelaje/role de corte y tonelaje/role medio (corta <i>Los Blancos II</i>)	55
Figura 2.33	Efecto de dilución o suavizado de las reservas, debido al Krigeaje, en un depósito de Au (tomado de Agbert, 1987).	56
Figura 3.1	Relación entre la dispersión de los valores reales y la de los valores estimados. El efecto de <i>alisado</i>	62
Figura 3.2	Dispersión de valores versus dimensiones del soporte	63
Figura 3.3	Cantera <i>San Valentín</i> : Histogramas experimentales de frecuencias de leyes de Pb para distintos soportes (10x10, 10x5, 5x5)	63
Figura 3.4	Repercusión de los errores de estimación, al aplicar una ley de corte sobre valores estimados: pérdidas y dilución del mineral	64
Figura 3.5	Técnicas de estimación: métodos geométricos y métodos morfológicos.	66
Figura 3.6	Técnicas de extensión de valores de muestras (x_i), a bloques (v): Métodos Geomatemáticos	67
Figura 3.7	El Krigeaje: La ley estimada del bloque (Z_v^*) resulta de la interpolación de las muestras (Z_i), por un factor λ_i	68
Figura 3.8	Ordinograma del proceso secuencial de estimación de reservas	72
Figura 3.9	Mina <i>Brunita</i> : Histogramas de frecuencias de leyes sobre muestras de sondeo.	75
Figura 3.10	Mina <i>Brunita</i> : Mapas de isoacumulación Pb y Ag	76
Figura 3.11	Cantera <i>San José</i> : Optimización altura y posición de banco.	78
Figuras 3.12, 1 a 4	Cantera <i>Brunita</i> . Comparación entre variogramas sin y con restricción geológica.	82
Figura 3.13	Creación modelo geométrico: (1)- Regularización geométrica del contorno mineralizado.	84
Figura 3.14	Creación modelo geométrico: (2)- Discretización o división en bloques.	85
Figura 3.15	Corte vertical de un yacimiento, mostrando la discretización del cuerpo mineralizado	86
Figura 3.16	Matriz de bloques y asignación de valores a los mismos por krigeaje de los datos de sondeos.	87
Figura 3.17	Esquema programa de interpolación bajo Restricción Geológica. Aplicación correspondiente al caso de la mina <i>Brunita</i>	90
Figura 3.18	Ejemplo de modelo de bloques estimados por krigeaje bajo restricción geológica. Cantera <i>Brunita</i> - Planta 130-135	91
Figura 3.19	Ejemplo de diseños encajados, con una corta mínima(1) y una corta máxima(3)	93
Figura 3.20	Cantera <i>Sultana</i> , Proyecto inicial: Ejemplo de mala correlación, entre leyes estimadas por krigeaje(K) y leyes reales conocidas a posteriori	

	tras el control de leyes(C.L.)	94
Figura 3.21	Cantera <i>Brunita</i> . Correlación entre leyes de bloques estimadas por krigeaje y las leyes reales conocidas a posteriori(C.de L.)	95
Figura 3.22	Curva varianza de estimación <i>versus</i> densidad de sondeos. Cantera <i>Los Blancos</i>	96
Figura 3.23	Corta <i>Los Blancos II</i> Perfil transversal D-D'. El pasillo estructural central y el enriquecimiento metal asociado, pasó inadvertido para la malla de sondeos de investigación.	98
Figura 3.24	Corta <i>Los Blancos II</i> . Isoleyes sobre la planta 30-40: Enriquecimiento del mineral a lo largo de un pasillo estructural, y malla de sondeos insuficientemente "sensible" al carácter de la mineralización	98
Figura 4.1	La introducción de controles, como forma de salvar las diferencias entre el Modelo y el Yacimiento real	110
Figura 4.2	Las leyes marginales encontradas por los barrenos, pueden corresponderse con una de estas tres diferentes configuraciones de mineral	115
Figura 4.3	El control morfológico permite interpretar correctamente la disminución de la ley media del banco por efecto del buzamiento del mineral y en consecuencia, programar su explotación selectiva.	115
Figura 4.4	Importancia del control morfológico, para interpretar correctamente los resultados de un krigeaje.	116
Figura 4.5	Control morfológico del yacimiento. <i>San Valentín</i> , corte 3-3'	117
Figura 4.6	Control morfológico del yacimiento. <i>San Valentín</i> , corte 4-4'	118
Figura 4.7	Reconstrucción geológica de un banco explotado: <i>San Valentín</i> , niv. 300-310	119
Figura 4.8	Control morfológico. <i>Los Blancos</i> , corte H-H'	120
Figura 4.9	Control morfológico. <i>Los Blancos</i> , corte HI-HI'	121
Figura 4.10	Reconstrucción geológica de un banco explotado: <i>Los Blancos</i> , niv.50-60	122
Figura 4.11	Diferentes posibilidades de los sondeos para control de leyes en función del tipo de perforadora.	128
Figura 4.12	Cantera <i>Tomasa</i> . Comparación entre leyes de bloques, estimadas según dos tipos de sondeos: c.inversa(TH-60) y c.directa(BVB-25)	132
Figura 4.13	Correlación entre leyes de sondeos duplicados(leyes sonda TH-60 versus leyes carro perforador BVB-25) en cantera <i>Tomasa</i>	133
Figura 4.14	Recuperación de muestra en sondeos de C.I. Obsérvese la fuerte irregularidad, tanto entre las diferentes litologías cortadas, como en el interior de cada una de ellas.	136
Figura 4.15	Histograma de la recuperación de muestra de un grupo de sondeos de C.I. en cantera <i>Tomasa</i>	136
Figura 4.16	Cálculo del valor medio del variograma interno al bloque v	139
Figura 4.17	Cálculo valor medio de los variogramas muestra-bloque	140
Figura 4.18	Cálculo valor medio de los variogramas muestra-muestra	140
Figura 4.19	Optimización de la malla de control de leyes en cantera <i>San Valentín</i>	142
Figura 4.20	Configuración óptima de la malla de c.de l. en <i>Los Blancos II</i> , con arreglo a la anisotropía existente. La relación de lados de la malla, corresponde al índice de anisotropía.	143
Figura 4.21	Cantera <i>Los Blancos II</i> : Optimización de la malla de c.de l.	146
Figura 4.22	<i>Los Blancos II</i> : Comparación, en términos de varianza de estimación,	

	entre una orientación arbitraria de la malla(N 14°), sea cuadrada o rectangular, y la correcta, según la fracturación(N 160°).	147
Figura 4.23	Diferentes tipos de contactos mineral-estéril, en los yacimientos de la Sierra de Cartagena: bruscos(A) y graduales(B)	149
Figura 4.24	Corta de <i>Alquife</i> : Contactos bruscos, mineral-estéril, por reemplazamiento bajo control estructural.	150
Figura 4.25	<i>San Valentín</i> : configuración de la malla y esquema de krigeaje. . . .	151
Figura 4.26	Discretización del bloque V para el cálculo de $\gamma^-(i,V)$	152
Figura 4.27	"Chivato": Correlación entre las características mineralógicas observadas en los frentes de carga, y los resultados mineralúrgicos diarios. . . .	165
Figura 4.28	El control "de visu" de los frentes base para la interpretación de los datos experimentales.	164
Figura 4.29	Galena parcialmente alterada recubierta de cerusita y goethita(<i>San Valentín</i>)	170
Figura 4.30	Galena parcialmente alterada, recubierta de cerusita y óxidos de Fe (<i>San Valentín</i>)	170
Figura 4.31	Pirita parcialmente alterada recubierta por óxidos de Fe (<i>Buen Consejo</i>)	170
Figura 4.32	Correlación Mn% en todo-uno, con rendimiento metal Pb y Zn, sobre el mineral tipo <i>manto greenalita-magnetita-sulfuros</i>	171
Figura 4.33	Bandeado magnetita-carbonatos complejos(<i>San Valentín</i>)	174
Figura 4.34	Bandeado greenalita-siderita con sulfuros (<i>San Valentín</i>)	174
Figura 4.35	Manto "cavernoso". Entrecrecimiento magnetita-carbonatos complejos (<i>San Valentín</i>)	174
Figura 4.36	Comprobación mediante microsonda del reparto de Fe,Zn,Mn en un grano de "siderita" de cantera <i>San Valentín</i>	175
Figura 4.37	Diagrama de composición de las "sideritas" de la Sierra de Cartagena (según Kager,1980)	176
Figura 4.38	Detalle de un frente de <i>San Valentín</i> , con una zona de <i>manto cavernoso</i> o de "calaminas".	178
Figuras 4.39, 1 a 5	Texturas lamelares-mirmequíticas en minerales de <i>Los Blancos</i> , con interpenetración intensa entre la esfalerita y los demás sulfuros.	185
Figuras 4.40, 1 y 2	Entrecrecimiento de galena con greenalita fibrosa, en cantera <i>San Valentín</i> (1) y cantera <i>Emilia</i> (2).	184
Figura 4.41	Microinterpenetración de calcopirita y esfalerita Cantera <i>Los Blancos</i>	186
Figura 4.42	Entrecrecimiento de esfalerita, marcasita y clorita . Cantera <i>Los Blancos</i>	186
Figura 4.43	Entrecrecimiento de esfalerita, marcasita y clorita. Cantera <i>Los Blancos</i>	
Figura 4.44	Correlación entre los contenidos de Zn, Cu y Cd en el concentrado de Pb producido en el lavadero <i>Roberto</i>	187
Figuras 4.45 y 4.46	Inclusiones de calcopirita en la blenda. Cantera <i>Los Blancos</i>	188
Figuras 4.47 y 4.48	Galena recubierta por S ₂ Cd (grenockita y hawleyita). <i>Los Blancos</i>	188
Figura 4.49	Cantera <i>Tomasa</i> - Malla de sondeos de control de leyes. Los círculos indican los TF a realizar.	191
Figura 4.50	Cantera <i>Sultana</i> - Malla de muestreo.Los círculos señalan los TF realizados	191
Figura 4.51	Correlación OZn% - Rendimiento Zn	195
Figura 4.52	Correlación ratio S/Zn - Rendimiento Zn. Se observa que para ratios inferiores a 0.75 el mineral es prácticamente irrecuperable.	195
Figura 4.53	Correlación ratio Zn/Pb con el rendimiento Zn. Se observa que para ratios superiores a 10, la casi totalidad de las muestras tiene un	

	rendimiento inferior al 25%	196
Figura 4.54	Rendimiento Zn en función de los ratios S/Zn y ZnO/Zn. Conocidos ambos ratios analíticamente, podemos preveer el rendimiento, sin recurrir al costoso TF.	197
Figura 5.1	Ejemplo de situación real de una corta, con algunos factores que deben expresarse en el plano de pre-explotación	200
Figura 5.2	<i>San Valentín II "segundo manto"</i> . Un buen conocimiento de la geometría del mineral permite planificar su recuperación integral, con las oportunas técnicas.	206
Figura 5.3	Paso de la selectividad teórica a la práctica. En el panel programado como T1, se puede eliminar una porción de estéril, y en el programado como T4, se puede recuperar algo de mineral.	209
Figura 5.4	Alternativas de selección: adoptar el límite externo conlleva una dilución, y el interno, una pérdida de reservas.	212
Figura 5.5, A y B	Comparación datos mina (Preexplotación) y resultados lavadero, a nivel anual. (A) comparación de leyes, (B) comparación de rendimientos metal.	220
Figura 5.6	Comparación leyes estimadas mina y leyes lavadero, a lo largo de 13 años.	221
Figura 5.7, A y B	Evolución de la dilución aparente, (A) a nivel mensual, (B) a nivel anual	223
Figura 5.8	Correlación entre las previsiones mensuales y los resultados del lavadero en términos de role.	226
Figura 5.9	Organigrama esquemático de la <i>planificación a corto plazo</i>	227
Figura 5.10	Organigrama del proceso de actualización mensual de los datos del control de leyes.	228
Figura 5.11, A	Organigrama del proceso continuo del control de leyes. De la obtención de los datos, hasta la depuración y cómputo de los mismos.	229
Figura 5.11, B	Organigrama del proceso continuo del c.de l. Desde la regularización de los datos, hasta la obtención de los planos de plantas, con la calificación de las reservas.	230
Figura 5.12	Cantera <i>San Valentín</i> . Comparación gráfica entre leyes estimadas y reales.	232
Figura 5.13	<i>San Valentín</i> - Comparación gráfica entre el modelo inicial y el modelo final	232
Figura 5.14	<i>Los Blancos</i> - Comparación gráfica entre el modelo inicial(morfológico) y el modelo final.	233
Figura 6.1	Variación de la columna estratigráfica a lo largo de la cubeta miocena de <i>El LLano del Beal</i>	238
Figura 6.2	Corte transversal de <i>Sultana</i> , según un perfil de sondeos.	239
Figura 6.3	Contexto geológico de los diferentes recursos minerales de la zona <i>Sultana-Buen Consejo</i>	242
Figura 6.4	Plano de situación de los sondeos del área de Los Blancos III.	245
Figura 6.5	Variogramas comparativos (leyes Zn) de datos de Testiguera y de Circulación Inversa.	250

Figura 6.6	Corta <i>Sultana</i> Optimización altura y posición de bancos, en relación a la recuperación de metal posible.	251
Figura 6.7	Ejemplo de salida de la ponderación de sondeos, con laa regularización de leyes, de rendimientos metal y de códigos geológicos.	254
Figura 6.8	Histogramas de leyes Pb y Zn, de los códigos 3 (diseminación en Mioceno) y 5 (reticulado en Paleozoico)	256
Figura 6.9	Proyecto inicial de <i>Sultana</i> : Muestra de la mala correlación entre las estimaciones del Krigeaje y los datos del Control de Leyes.	256
Figura 6.10, A y B	Cantera <i>Sultana</i> - Variogramas de la mineralización en Mioceno, leyes Pb(A), y leyes Zn (B).	260
Figura 6.11, A y B	Elipse de alcances para el Zn (A) y para el Pb (B).	261
Figura 6.12	Variogramas de la mineralización en Paleozoico	263
Figura 6.13	Configuración geométrica del krigeaje, o sondeos que intervienen en la estimación de los bloques.	270
Figura 6.14	Modelo numérico de <i>Sultana</i> . Aspecto de una planta, con indicación de los valores estimados, de leyes y rendimientos, para cada bloque. . .	271
Figura 6.15	Mineralización en el Mioceno: curvas tonelaje/role de corte y tonelaje/role medio.	277
Figura 6.16	Diseño final de la corta.	285
Figura 7.1	Estructuras mineralizadas a nivel 300	290
Figura 7.2	Estructuras mineralizadas a nivel 280	291
Figura 7.3	Reconstitución de las leyes "in situ", a partir de los datos del lavadero. . .	293
Figura 7.4	Perfil transversal, 200 N, con los sondeos de las dos campañas y los filones cortados.	296
Figura 7.5	Perfil transversal, 300 N, con los sondeos de las dos campañas y los filones cortados.	297
Figura 7.6.a	Histogramas comparativos, datos de testigo y de circulación inversa.	302
Figura 7.6.b	Idem para los tramos de sondeo, interiores a los haces filonianos. . .	302
Figura 7.7	Test mina: Reconstitución de leyes de los paneles, a partir de los datos del lavadero, y comparación con los correspondientes valores estimados a partir de sondeos	308
Figura 7.8	Test mina: Estimación de los paneles explotados, por interpolación de los datos de los sondeos más próximos, afectando al mismo haz filoniano.	309
Figura 7.9	Optimización altura y posición de bancos	312
Figura 7.10	Variogramas medios, de logaritmos de leyes WO_3 , en las tres direcciones principales.	318
Figura 7.11	La Parrilla - Modelo morfológico - Esquema configuración de los cuerpos mineralizados, agrupados en haces.	321
Figura 7.12	Ejemplo de planta del modelo morfológico, con la definición de los cuerpos mineralizados.	327
Figura 7.13	Ejemplo de planta del krigeaje restringido del haz Central.	328
Figura 7.14	Ejemplo de planta del krigeaje generalizado.	329
Figura 7.15	Histograma de leyes del haz Central, según el Krigeaje Restringido. . .	330
Figura 7.16	Histograma de leyes para el conjunto del volumen mineralizado, según el Krigeaje Generalizado.	330
Figura 7.17	Síntesis gráfica de los parámetros de los diferentes diseños.	335

1 - INTRODUCCION

1 - INTRODUCCIÓN

En minería se suele asumir que *un yacimiento sólo se llega a conocer bien cuando se termina su explotación.*

Esta afirmación aunque pueda parecer muy pesimista, considero que es aún demasiado benevolente, ya que por lo general, se termina de explotar un yacimiento sin haber llegado a conocerlo completamente. Me estoy refiriendo a un conocimiento no ya sólo dirigido a dar explicación a los aspectos genéticos, si no que también permita valorar otra serie de aspectos, tales como, si el aprovechamiento minero ha sido el óptimo, si las reservas están efectivamente agotadas, etc.

Conocer el yacimiento desde el punto de vista minero, implica no sólo la determinación de la morfología del cuerpo mineralizado y de su contenido metal, sino además la del reparto espacial de las leyes, de su variabilidad en las diferentes direcciones espaciales, de sus zonalidades y heterogeneidades mineralógicas, de la influencia de éstas sobre el tratamiento mineralúrgico etc.etc.

A este grado de conocimiento, idealmente se debería llegar en la fase de evaluación, donde se elabora un modelo de yacimiento, que sirve de base al subsiguiente proyecto de explotación. Pero en la práctica tal modelo, por elaborado que sea, resulta sólo una simplificación del fenómeno real, y entre las previsiones basadas en ese modelo y los resultados reales de la explotación hay siempre unas desviaciones, que son tanto más importantes cuanto menor es la escala o volumen de referencia.

De hecho cuando tratamos de volúmenes reducidos del yacimiento (producciones mensuales, producciones diarias) las discrepancias entre previsiones del Proyecto y resultados de la Explotación, suelen ser demasiado grandes para permitir que ésta última se apoye con garantías en aquél.

Recordemos que un modelo de yacimiento está basado en observaciones discontinuas, condicionadas a una determinada escala de observación. Cada malla de observación es sensible a unos determinados aspectos o estructuras del fenómeno, pero será insensible a otros aspectos o estructuras de menor escala.

Es frecuente que haya controversias entre diferentes especialistas, geólogos de prospección, geoestadísticos, y geólogos de mina, a propósito de un mismo yacimiento y de la visión de un determinado problema minero. Estas controversias se deben, aparte los posibles aspectos de formación, a las distintas mallas o escalas de observación.

Análogamente, las discrepancias o incluso aparentes contradicciones entre el modelo del yacimiento y la realidad minera, son consecuencia en gran parte de la diferente escala de referencia: De las mallas de sondeos de investigación, pongamos 50 x 50 metros, a la escala de la explotación, que viene dada por la malla de los barrenos de voladura, por ejemplo 5 x 3 metros, o por la anchura de la pala cargadora, por ejemplo 3 metros.

Este cambio de escala, exige el apoyo de una referencia más próxima, que la del modelo inicial, de un nivel de información adicional.

Tal información adicional se va obteniendo a medida que se desarrolla la operación minera, a través del seguimiento y control geológico de la misma, apoyado en unas técnicas específicas de control del mineral.

Las técnicas de control del mineral se van aplicando en las partes progresivamente accesibles del depósito en explotación, y la información que se obtiene va a permitir el establecimiento de previsiones fiables a corto plazo y la mejora del modelo inicial del yacimiento, de la que se obtendrá a su vez unas mejores previsiones a largo plazo y globales, así como un acercamiento a su conocimiento metalogénico, con lo que de ello se pueda derivar.

El cambio de escala entre el Modelo inicial y la Explotación, se ha intentado salvar desde la geostatística, por medio de las técnicas de Simulación Condicional. Tales técnicas

desde la geostatística, por medio de las técnicas de Simulación Condicional. Tales técnicas permiten una cierta aproximación estadística a algunos aspectos del yacimiento, tales como la variabilidad de las leyes a la escala real de la operación. Pero por supuesto ninguna técnica a base de formalismos matemáticos, podrá advertirnos de la localización de esa bonanza inesperada, o de ese brusco acuñaamiento de la capa mineralizada, o de la presencia de esa falla no detectada por los sondeos, o de esa alteración mineral imprevista.

En definitiva, considero que el llegar a un conocimiento satisfactorio de un yacimiento exige un enorme pragmatismo : una continua recogida e integración de información desde la fase de reconocimiento hasta el total desarrollo de su explotación.

Para ello es necesaria la figura del geólogo residente o geólogo de mina, cuya dedicación al yacimiento le permitirá colaborar eficazmente en aspectos muy diversos, como son la planificación, especialmente a corto y medio plazo, la aplicación de una correcta selectividad sobre el mineral, la valoración de problemas de mecánica de rocas, la valoración de problemas mineralúrgicos, y por supuesto la puesta en evidencia de nuevas reservas.

Ahora bien, en el panorama de la industria minera, en muchos casos la intervención del geólogo se refiere a la fase de prospección, y en menor medida a la de valoración; pero es mucho menos frecuente, al menos de una forma permanente, en la fase de explotación. Sin embargo parece claro, que la información de las diferentes fases o etapas, debe ser interactiva, de forma que el conocimiento del yacimiento, abarque las diferentes escalas en juego, y así poder hacer frente a problemas tanto a nivel global del yacimiento, como a la escala de un frente de explotación, con sus problemas diarios de selectividad, o a la escala mineralógica, con su gran incidencia sobre la marcha de la planta de concentración.

En mi caso se ha dado la rara circunstancia, para un geólogo, de permanecer durante 20 años trabajando sobre el mismo distrito minero, como geólogo de mina, y durante ese largo período he tenido la oportunidad de asistir al proceso de desarrollo completo de varios yacimientos, desde su reconocimiento y evaluación, hasta su explotación y agotamiento.

En consecuencia, he podido vivir directamente los problemas derivados de establecer un modelo de yacimiento, establecer previsiones en base a dicho modelo, y operar después sobre una realidad geológica, siempre más compleja. El contrastar estimaciones y resultados, ha sido una tarea habitual en mi quehacer profesional.

explotación, y al ya citado registro continuo de las desviaciones entre previsiones y resultados, me llevó a interesarme cada vez más en los aspectos de evaluación de los recursos minerales. El objetivo, conseguir unos modelos más realistas y acordes con los contextos geológicos específicos de cada caso.

La presente Tesis, tiene por tanto una base eminentemente pragmática, desarrollada entre los años 1969 y 1989, en el distrito minero de La Unión - Cartagena, con la Sociedad Minero y Metalúrgica de Peñarroya España, actualmente desaparecida.

Planteamiento de la presente Tesis

El presente trabajo se centra en dos temas básicos para la problemática minera: **La Estimación de Reservas en base a una Modelización del yacimiento**, y el **Control geológico del mismo durante su explotación**, afín de asegurar el correcto aprovechamiento del mineral, la regularidad en su producción, el establecimiento de previsiones a corto plazo, etc.

Ambos temas se desarrollan bajo una metodología general, poniendo énfasis en la **interrelación** de ambos. La metodología propuesta se acompaña de numerosos ejemplos de casos prácticos, referidos principalmente al contexto de los depósitos polimetálicos Pb,Zn,Ag,Fe de la Sierra de Cartagena. Como ejemplo de aplicación de estos métodos a un contexto geológico muy diferente, también se incluyen algunas citas referidas a mineralizaciones filonianas de Sn-W, en el macizo Hespérico (mina La Parrilla).

Al final de la memoria, se presentan dos casos prácticos de valoración de reservas, referentes a dos yacimientos de muy distinta naturaleza: La mina de Pb-Zn, *Sultana* en la Sierra de Cartagena, y la mina de Sn-W, *La Parrilla* en Cáceres. Con ejemplos tan dispares, se pretende demostrar la gran adaptabilidad y generalidad de la metodología de evaluación propuesta.

Considero que la aportación original de este trabajo a la problemática minera antes indicada, radica, no en los aspectos formales de las técnicas utilizadas, por otra parte ya

suficientemente conocidas y adoptadas desde hace algún tiempo por la industria minera (caso de las técnicas geoestadísticas), sino en la forma de aplicarlas, haciéndoles adaptarse a la realidad geológica de cada caso, y en la sistemática desarrollada para su aplicación.

Se trata de una sistemática desarrollada muy "con los pies en el suelo", por quien tras hacer unas estimaciones y previsiones, va a ser responsable, en la subsiguiente etapa de explotación, de la localización y puesta en evidencia del mineral anunciado, y por quien tiene que integrar los datos de un modelo de bloques, con las fluctuaciones diarias de leyes de entrada a la planta de concentración.

De hecho, sólo después de muchos años dedicado al control de leyes, al seguimiento geológico diario de la explotación, pasé a ocuparme también de la modelización y evaluación de reservas. En este sentido, podría cambiar el título de esta tesis, invirtiendo el orden de los términos, y en lugar de ...*De la Modelización del Yacimiento a la Producción mineral diaria*, poner ...*Del Seguimiento Geológico diario de la Explotación a la Modelización del Yacimiento*.

En razón de lo anteriormente expuesto, los aspectos teóricos y formales de la geoestadística, no serán abordados más que lo indispensable. Con la intención de facilitar la lectura de esta Tesis, acompaño la memoria de un glosario de los vocablos técnicos específicos, que se utilizan en ella.



2 - BASES GENERALES PARA LA CUANTIFICACION DE RECURSOS MINERALES

2.1 - DISTRIBUCION DE LAS ACUMULACIONES DE METAL EN LA CORTEZA TERRESTRE ASPECTOS ESTADISTICOS

2.1.1 - Aspectos generales

Los depósitos minerales son anomalías geoquímicas, mineralógicas y petrológicas, resultado de procesos de concentración del stock o fondo metal de la corteza, ligados a diversos procesos geológicos.

Tabla 2.1 Tasas de concentración requeridas para la formación de yacimientos de diferentes elementos.

ELEMENTO	CLARK ¹ (%)	LEYES (%) ECONOMICAS	TASA DE CONCENTRACION
Fe	5.4	50	9
Mn	0.1	30	300
Zn	0.007	4	570
Cu	0.005	0.5 - 4 ²	100 - 800
Pb	0.001	4	4000
Ag	0.00001	0.01	1000
Au	0.0000003	0.0001-0.001 ²	330 - 3300

1- Valores del clark según Krauskopf (1979)

2- Dependiendo del tipo de depósito(masivo,tabular,placer...)

El factor de enriquecimiento o tasa de concentración, sería un indicador relativo de las probabilidades de formación de yacimientos de los diferentes elementos (tabla 2.1).

Para cada elemento, la probabilidad de formación de depósitos de determinados valores de concentración o ley, estará en razón inversa de la cuantía de éstas. De igual modo a la probabilidad de formación, el volumen de los depósitos para leyes progresivamente más altas, decrecerá, como tendencia general, en razón inversa a éstas.

En efecto, la sucesión de procesos geológicos concentradores de metales irá produciendo depósitos de leyes crecientes pero de tamaño cada vez más pequeño, y de frecuencia relativa cada vez menor, frente a la proliferación de depósitos marginales y pobres y de mayor volumen, que resultan de la alternancia de procesos concentradores y procesos diseminadores, que es lo habitual a lo largo de los ciclos litológicos.

Esto se puede representar gráficamente mediante la siguiente figura tomada de Bernard A.J.(1975)

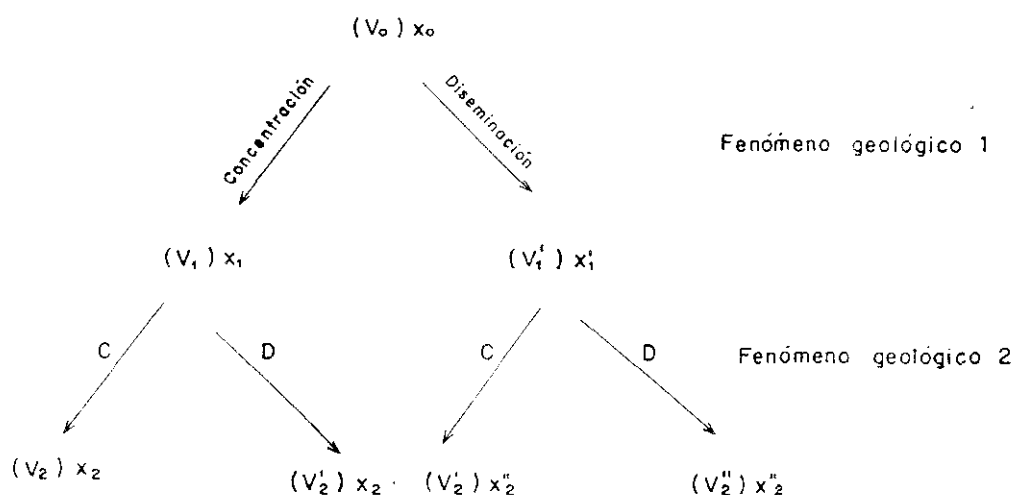


figura 2.1 Formación de depósitos minerales, por sucesión de fenómenos geológicos concentradores.

El aumento de la tasa de concentración que tiene lugar en cada fenómeno geológico sucesivo o etapa del ciclo litológico, no es lineal, si no geométrica, obedeciendo a una ley de "efecto proporcional": Las variaciones Δx que experimenta una ley x , son proporcionales al valor tomado por esta variable : $\Delta x = dx/x$.

Ligada a este efecto proporcional, la distribución de las leyes metal en la corteza, tenderá a seguir una función log-normal, (los logaritmos de las leyes constituyendo una distribu-

ción normal o de Gauss). En la figura 2.2 se expresa la relación entre ambos tipos de funciones.

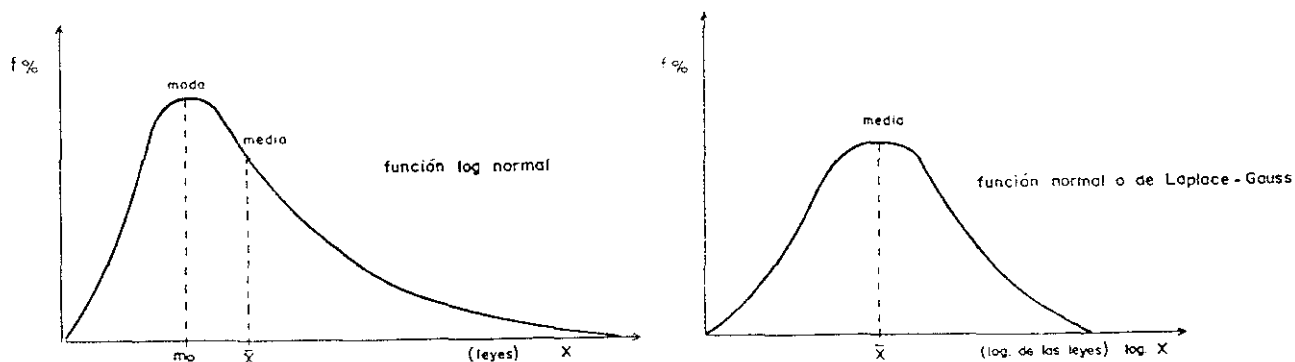


Figura 2.2 Relación entre la distribución normal y la lognormal.

Tal tipo de función viene a traducir el hecho estadístico de que en relación con el valor medio de una población, la mayoría de los datos estén por debajo, pero unos pocos estén muy por encima (la moda se sitúa a la izquierda de la media).

Diversos autores, Allais (1955), Laffitte (1957), Krige (1962), Agterberg y Divi (1978) etc, han coincidido en señalar este carácter lognormal de las leyes metal, a las diversas escalas de organización de la materia: bloque de mina, yacimiento, anomalía geoquímica, provincia metalogénica, corteza terrestre. Esto es lo que se verifica habitualmente cuando analizamos la distribución de los elementos metálicos en las rocas, tanto a escala geoquímica, como a escala de leyes económicas.

A la escala de contenidos geoquímicos, encontramos normalmente una perfecta distribución lognormal, véase la figura 2.3, aunque a veces pueden presentar también un carácter bimodal.

A la escala de los depósitos minerales, se puede comprobar que los histogramas de frecuencias de leyes, tanto los correspondientes a las muestras experimentales, como a bloques elementales, responden bien al modelo lognormal. Véanse las figuras 2.4.1 a 2.4.6 en lámina adjunta.

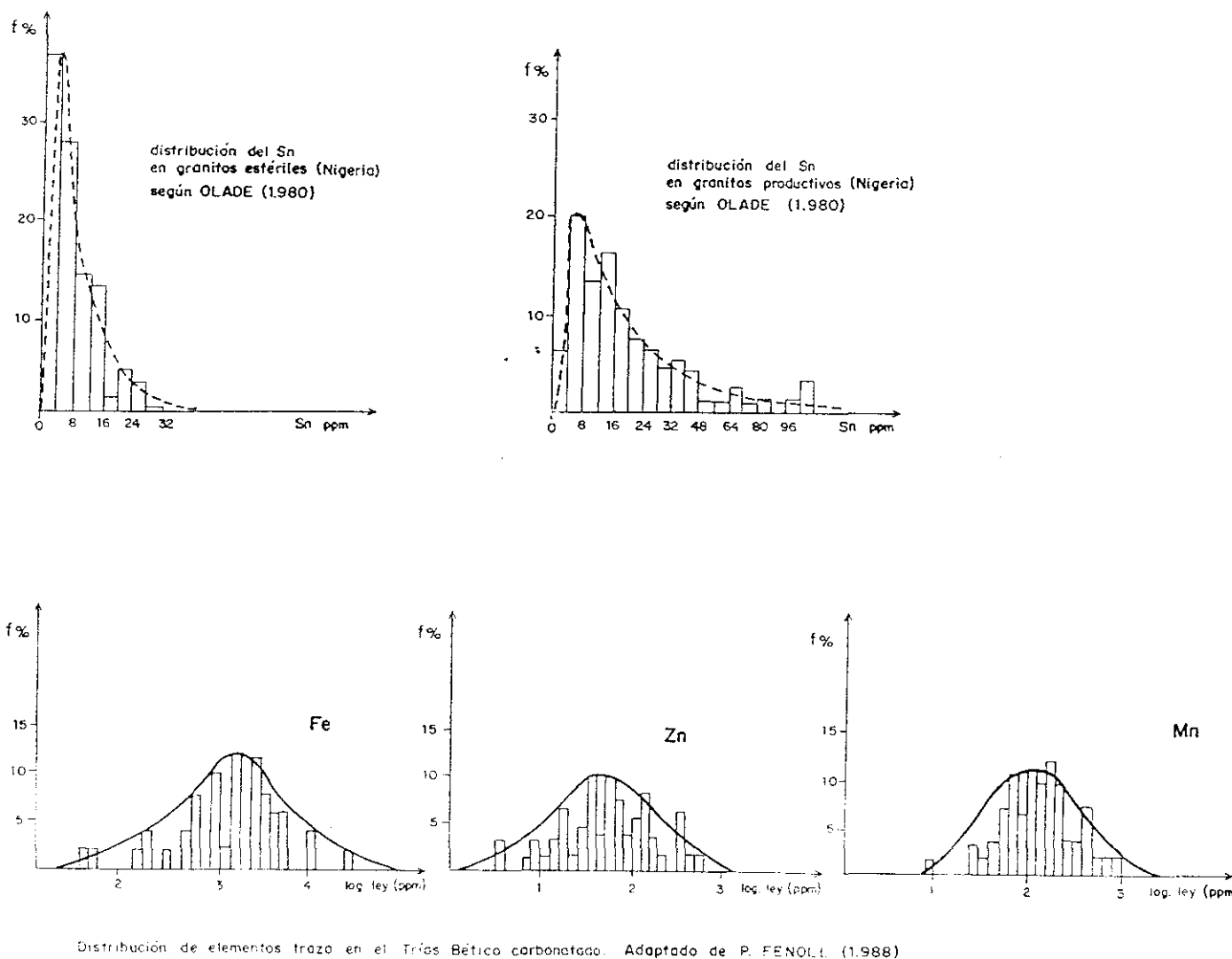
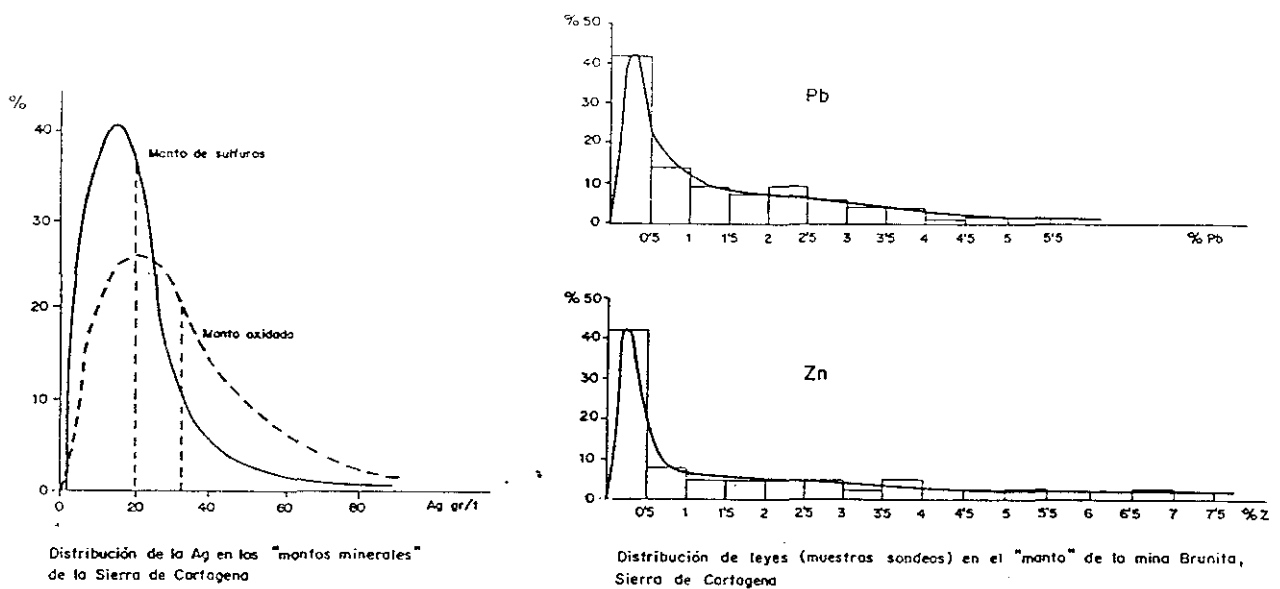
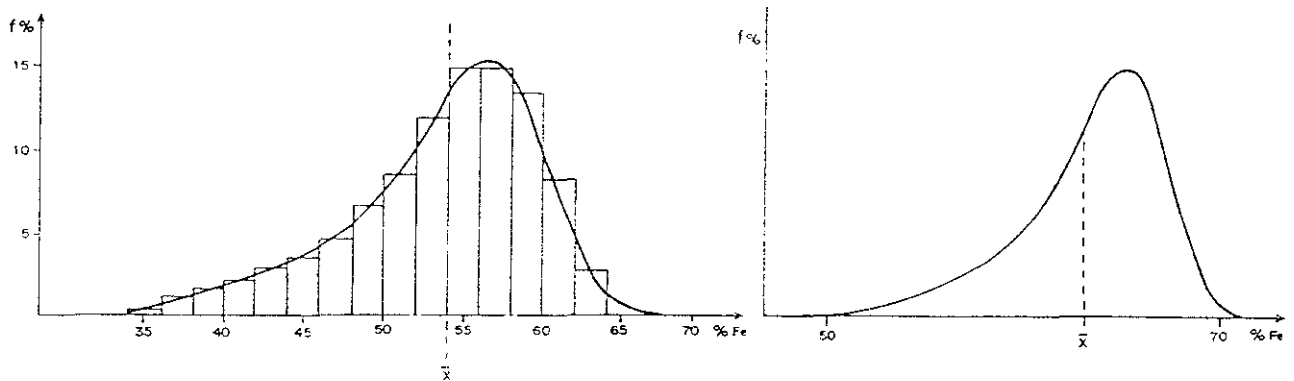
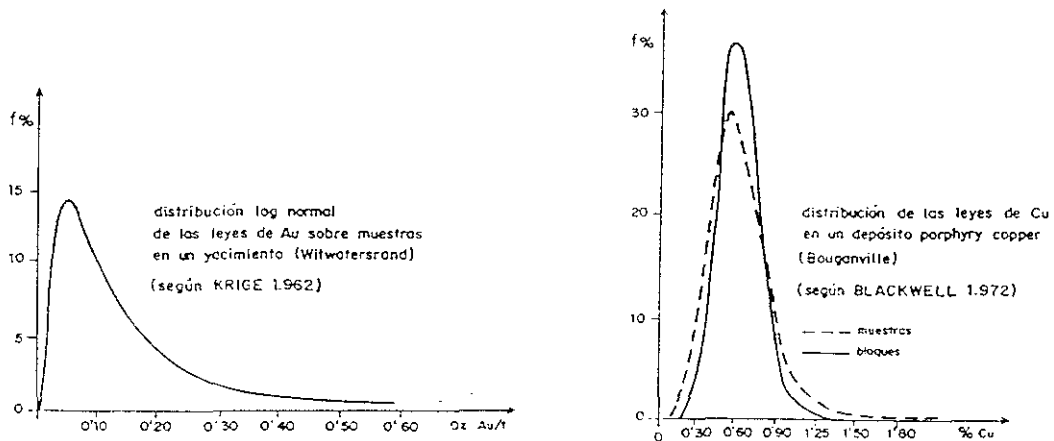


Figura 2.3 Carácter lognormal de las distribuciones de leyes a la escala geoquímica.

Para elementos de baja concentración o de baja ley (Au, Ag, U, W, Sn, Cu, Pb, Zn,...etc.) los histogramas son de tipo lognormal directo (la moda a la izquierda de la media), mientras que para elementos o sustancias de alta concentración, (Fe, Mn, P_2O_5 , F, SiO_2 ...etc) son de tipo lognormal inverso (la moda a la derecha de la media). Este último tipo de distribución, refleja una población donde muchos de los valores están cerca de un valor límite superior (el 100%). Tal sería el % de Fe en un depósito de hematites, el % de SiO_2 en una arenisca cuarcítica, etc.

El grado de lognormalidad, o la asimetría de la distribución, depende del parámetro β^2 (la varianza de los logaritmos de las leyes), de modo que cuanto más bajo sea su valor,



Figuras 2.4.1 a 2.4.6 Ejemplos de histogramas de leyes en depósitos minerales.

más se aproximará a una distribución simétrica o normal.

La verificación del carácter lognormal de una población se puede hacer mediante el ajuste gráfico de una distribución lognormal teórica a los datos experimentales. Para ello se utiliza papel probabilístico-logarítmico (escala logarítmica para las leyes en ordenadas y en abscisas la escala correspondiente a la distribución acumulativa de frecuencias de la función normal). Si la distribución de los logaritmos de los valores es normal, lo que supone que la de los valores es lognormal, el trazado de los puntos definirá una línea recta. Véase el ejemplo de la figura 2.5.

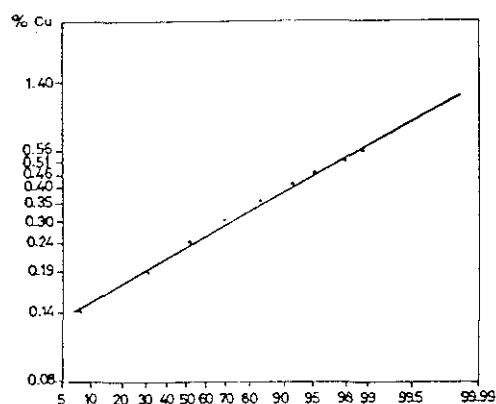


Figura 2.5 Verificación del carácter lognormal de una distribución, por ajuste gráfico en papel log-probabilístico (Depósito tipo Porphyry, según David-1975).

Hay que señalar sin embargo, que no siempre los histogramas de frecuencias serán unimodales; sino que, si el campo de estudio es lo suficientemente grande, puede abarcar mineralizaciones heterogéneas, o más bien comprender diferentes escalas del fenómeno mineralizador, en cuyo caso se reflejará en distribuciones de tipo bimodal o polimodal.

Así por ejemplo en el caso de un cuerpo mineralizado, en torno al cual exista una dispersión metal a modo de aureola geoquímica sobre la roca encajante, la distribución de las muestras, suponiendo éstas repartidas según malla regular cubriendo depósito y roca encajante, nos daría un histograma bimodal. Así se refleja en la figura 2.6 correspondientes a las mineralizaciones de Zn en el Urgo-Aptense de Teruel.

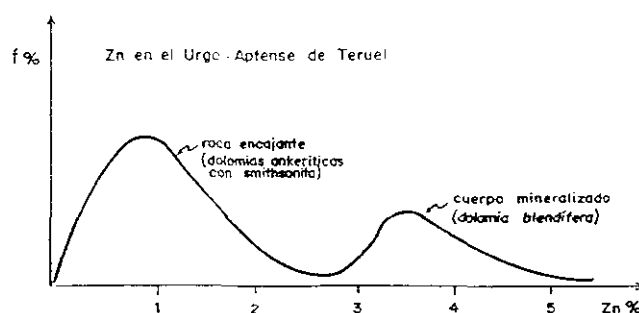


Figura 2.6 Carácter bimodal de la distribución de leyes dentro de un nivel portador.

Las rocas encajantes de las mineralizaciones blendíferas de esta región son dolomías ankeríticas con un cierto contenido de Zn en forma de smithsonita, que originan las

anomalías geoquímicas regionales. Las mineralizaciones de blenda son presumiblemente resultado de concentraciones epigenéticas ligadas a controles estructurales.

A la escala de las acumulaciones metal contenidas en una provincia metalogénica, se puede comprobar también el carácter lognormal de su distribución, y cómo éste condiciona las relaciones entre leyes metal y volúmenes mineralizados.

A una megaescala, para el conjunto de la corteza terrestre, Laffitte(1957) considera que se puede extrapolar el modelo lognormal, para representar su reparto metal, suponiéndola dividida en bloques del orden del km^3 (dimensiones dentro de las que se inscribirían la mayor parte de los depósitos minerales). Para volúmenes unitarios de referencia aún mucho más grandes, dimensión de la provincia metalogénica, el correspondiente histograma de frecuencias de leyes, se aproximaría mucho a una curva normal, y el clark, identificado con el valor modal, tendería a coincidir con la media.

Aunque la validez de éste análisis de Laffitte, está cuestionada, al menos nos lleva de nuevo, a una escala más global, a la idea de que los yacimientos o depósitos minerales económicos, representan sólo una pequeña parte del contenido metal total de la corteza, y que en la medida que las condiciones tecnológicas y económicas permitieran rebajar la ley límite explotable o ley de corte, los recursos metal disponibles, lejos de agotarse, serían en teoría progresivamente mayores.

Sin embargo existen unas limitaciones que en la práctica pueden hacer la situación muy diferente, en relación sobre todo con los costes energéticos (existencia de "barreras energéticas" para ciertos grados de organización mineral), así como con los factores medioambientales. Más adelante incidiremos de nuevo sobre este aspecto.

2.1.2 - La función Tonelaje-Ley : La ley de Lasky

Estudiando las relaciones entre los tonelajes acumulados por encima de distintos intervalos de leyes (leyes de corte) y dichas leyes, se observa que la calidad de la regresión entre unos valores y otros es buena. Dicha relación está formalizada por la ley de

Lasky(1950):

$$m_c = k_1 - k_2 \ln T_c$$

$$\text{o bien } T_c = k_1/k_2 \cdot e^{-m_c/k_2}$$

donde m_c = ley media por encima de una ley de corte c

T_c = tonelaje por encima de la ley de corte c

"El tonelaje de mineral acumulado por encima de una ley de corte, se incrementa geoméricamente, a medida que la ley de corte decrece aritméticamente". De ahí que a la ley de Lasky se le llame también "relación A/G" (Aritmética / Geométrica).

La ley de Lasky es por tanto una función exponencial, que da una buena aproximación al modelo lognormal y permite reproducir las relaciones entre las leyes y los correspondientes tonelajes acumulados en los depósitos minerales.

Lasky estableció y ajustó esa ecuación para el conjunto de los 10 mayores pórfidos de cobre de Estados Unidos, y más tarde la verificó para depósitos de sustancias muy diferentes (Fe, Ni, Au, etc).

Musgrove (1971) verificó el cumplimiento de la ley de Lasky en yacimientos de Pb, sobre un colectivo de 58 depósitos.

Singer y De Young (1980) comprobaron que la ley de Lasky se cumplía

también, aproximadamente, para el conjunto de los depósitos de determinado metal de una región (utilizando para el cómputo de las leyes, no ya bloques de mina si no yacimientos completos).

En la figura 2.7, se muestra el ajuste entre la función experimental y la ecuación de Lasky. Corresponde al cómputo de 165 depósitos porphyry copper (según Singer y Young

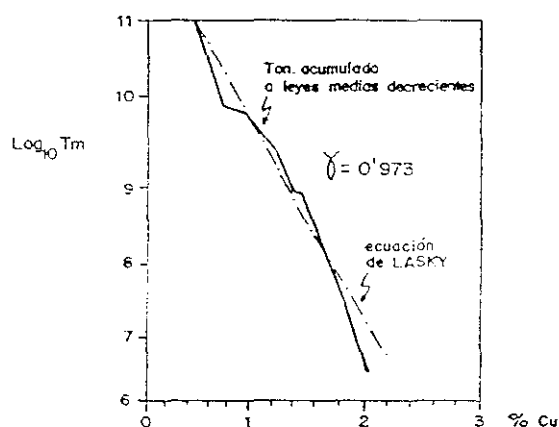
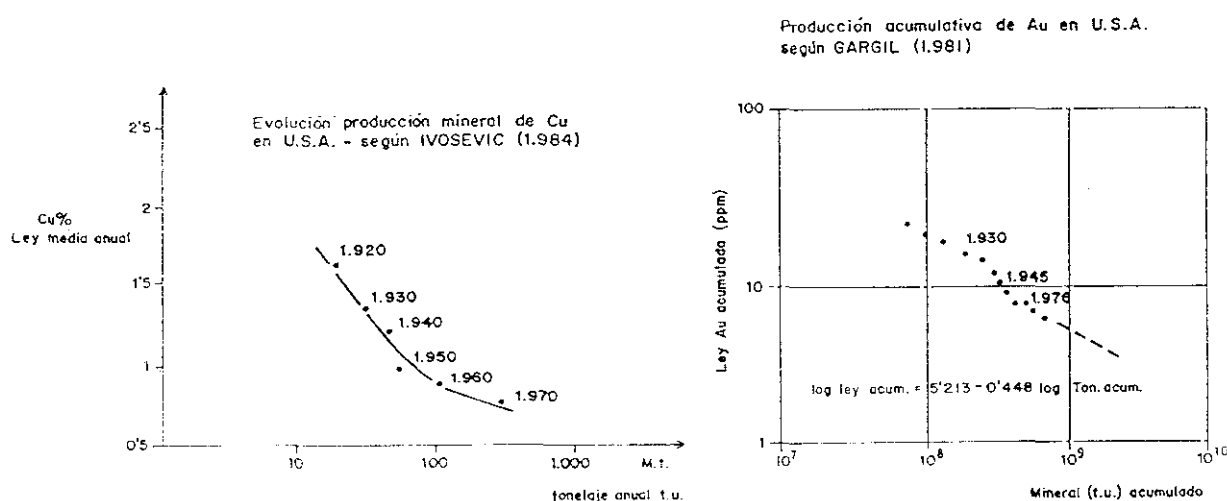


Figura 2.7 Verificación del cumplimiento de la ley de Lasky, a la escala del conjunto de depósitos de una región.

1980).

El significado de esta ley para la industria minera es bien conocido : A medida que la tecnología permita explotar con beneficio leyes progresivamente más bajas, las reservas minerales correspondientes, crecerán exponencialmente.



Figuras 2.8 y 2.9 Análisis histórico de la producción minera de Cu y Au en U.S.A.

El análisis histórico de los datos de producción minera, como nos muestran las figuras 2.8 y 2.9, parece confirmar la validez de esta ley ; al menos para unos ciertos intervalos de variación. La realidad es que la ley de Lasky tiene un valor relativo, ya que no puede ser extrapolada más allá de los intervalos de variación de leyes, propios de los depósitos minerales, pues para leyes muy bajas, los resultados se alejan fuertemente de dicha ley. (Agterberg y Divi 1978).

De hecho, si tratamos de extrapolar esta ley, válida a la escala del depósito mineral, a la escala del contenido geoquímico general de las rocas, nos encontramos con absurdos. Así si sustituimos en la ecuación de Lasky, Tc por la masa de la corteza terrestre (10^{18} tn), obtendríamos un clark negativo para todos los elementos.

Para el caso de los yacimientos de Cu, se ha comprobado cómo, en efecto, las reservas van aumentando geométricamente a medida que la ley de corte se va rebajando linealmente entre el 2% y el 0.5% aproximadamente. Pero llega un momento en que en la

práctica, se trunca esta progresión, ya que por debajo de unas ciertas leyes, el consumo energético por tonelada de metal producida se dispara, principalmente debido a los procesos de tratamiento : trituración, molienda, flotación.

Se llega por tanto frente a una "barrera energética" para la cual los costes exceden al valor vendible del metal; en otras palabras, por debajo de unas leyes límite, no hay más aumento de reservas

En la figura 2.10 se expresa la aparición de esa barrera, cuando se intentan beneficiar minerales por debajo de una cierta ley (en el caso del Cu por debajo del 0,4%).

En realidad tal barrera energética no va ligada solamente a la disminución de la ley sino también y principalmente al cambio de la "expresión

mineral" en que el metal está presente en la roca. Tal sería el cambio de sulfuros metálicos, industrialmente recuperables, a esos elementos metálicos incorporados a la red cristalina de silicatos o carbonatos complejos y refractarios, en términos energéticos, a su recuperación.

Se podría decir por tanto que las barreras energéticas van fundamentalmente ligadas a barreras mineralógicas y que la relación de Lasky sólo es válida en tanto no se transpasen esos límites.

Podemos referir como ejemplo de esto último, el caso, ya citado anteriormente, de los depósitos de Zn del Urgo-Aptiense dolomítico de la Ibérica, donde las masas ricas (blenda) están enmarcadas por mineralizaciones pobres (dolomías ankeríticas con smithsonita), industrialmente irrecuperables.

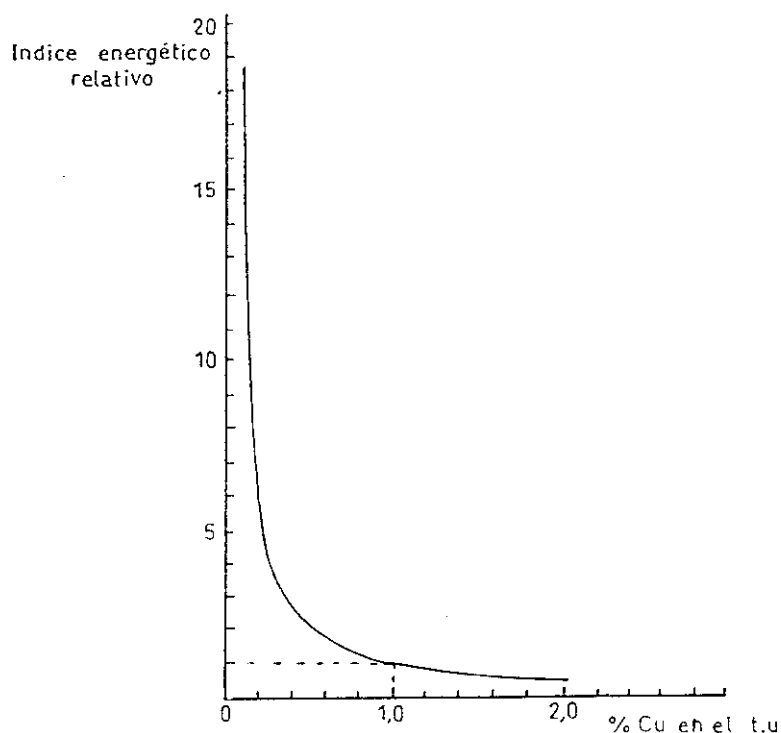


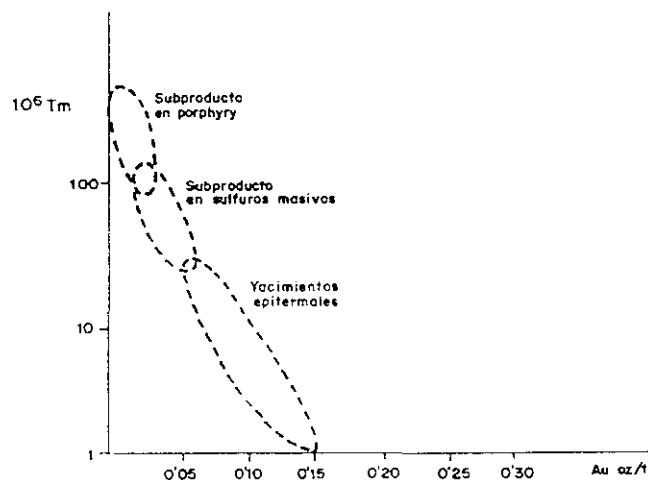
Figura 2.10 Consumo relativo de energía, para producir 1 kg. de Cu, en relación con la ley del mineral bruto, calculado para la mina de Chuquicamata. Según Wolfe(1984).

En este mismo sentido podemos citar los depósitos tipo "mantos" de la Sierra de Cartagena, en donde existe un importante fondo metal Pb-Zn en la matriz de la roca, ya sea en la fracción carbonatos, o en la fracción clorita-greenalita, que es mineralúrgicamente irrecuperable, y que por tanto nunca se traducirá en un aumento de reservas.

2.1.3 - La correlación entre tonelaje y ley en los depósitos minerales

La presunta correlación inversa entre el tamaño de los depósitos minerales y su ley, aunque intuitiva para los geólogos, es compleja de demostrar y los correspondientes análisis estadísticos son relativamente recientes. Este aspecto se ha estudiado particularmente para los casos del Cu y del Au.

Así para el Cu de los E.E.U.U., tanto en los depósitos tipo porphyry de Las Rocosas (Basin and Range), como en los volcano-génicos de Los Apalaches, se comprueba la correlación inversa existente entre leyes y tonelajes, lo que muestra que se trata de variables interdependientes.



En la figura 2.11 se representa la situación de los distintos tipos de recursos auríferos, en términos de tonelajes y leyes, en base a los datos de Ivosevic(1984), referentes a los Estados Unidos.

Esa correlación inversa entre tonelajes y leyes medias, en yacimientos agrupados por tipos metalogénicos, se cumple para un gran número de casos; aunque hay otros en que tal correlación, o no es significativa, o incluso se da en sentido directo. Ello probablemente sea debido al efecto de mezcla de diferentes poblaciones de valores.

El primer análisis estadístico general sobre ello fue hecho por el U.S. Geological Survey en 1975, y en él se estudió el conjunto mundial de depósitos de Cu. Como resultado aparecía una correlación inversa significativa ($r = -0.67$) entre tonelajes y leyes para el conjunto de los depósitos, si bien por grupos metalogénicos la correlación era más débil.

Posteriormente Agterberg y Divi (1978) analizaron esta correlación para los depósitos de metales base (Pb, Zn, Cu) en Los Apalaches, encontrando también una correlación inversa significativa.

Para el Cu el coeficiente de correlación sobre 127 depósitos, fue de -0.60 véase la figura 2.12.

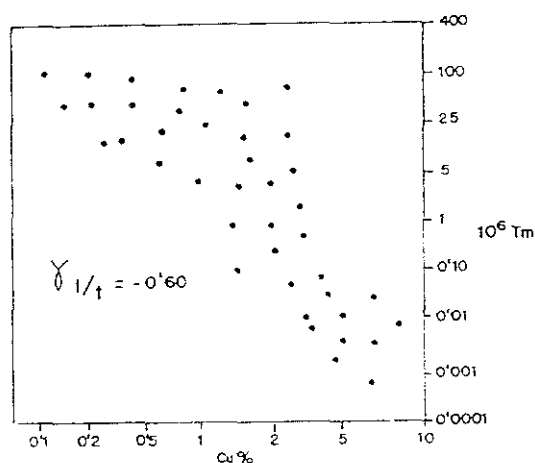


Figura 2.12 Relaciones ton/ley de los depósitos de Cu de los Apalaches. Según Agterberg y Divi(1978).

Para el Pb y el Zn los coeficientes resultantes, correspondientes a un número mucho menor de depósitos, son más bajos 0.34 y -0.18 respectivamente, y este último no suficientemente significativo.

Los trabajos de Singer y De Young (1980) llegan a conclusiones similares. Así para una población de 395 depósitos minerales mundiales de Cu, se confirma la correlación inversa:

$$\log \text{ ley} = -1.0811 - 0.1376 \log \text{ ton.}$$

$$r = -0.42$$

De manera similar este carácter se comprobó para otros metales, como wolframio y molibdeno.

Sin embargo, también hay que señalar que para algunos elementos, caso del Ni, o del U, esta correlación entre tonelajes y leyes no es tan clara o incluso de signo contrario (Harris 1977), al menos a la luz de los datos disponibles.

A este respecto hay que tener en cuenta que los datos estadísticos sobre tonelajes y leyes de los depósitos son insuficientes, y que normalmente estarán sesgados. En efecto, los datos t/l de los depósitos conocidos pueden no ser una muestra aleatoria y representativa,

sino truncada o sesgada, del conjunto de depósitos existentes.

Ello es debido a los factores económicos, tecnológicos etc, que intervienen tanto en la fase de prospección minera como en la de optimización o de selección de reservas, y que actúan a manera de filtros de los valores reales . De ahí que el análisis de su correlación será inexacto.

En definitiva, la dependencia estadística entre tonelajes y leyes es aún un tema pendiente de una confirmación más rigurosa (Deverle P. Harris 1984). Ello no quita para que, al menos intuitivamente, esa correlación inversa sea asumida por geólogos de mina y de exploración.

El análisis de las relaciones entre tonelajes y leyes a diversos niveles de organización, se ha utilizado a veces como pauta para la previsión de los recursos minerales disponibles sobre grandes áreas de la corteza terrestre.

2.1.4 - Relaciones tonelajes-leves a escala cortical

El análisis de las relaciones entre tonelajes y leyes a diversos niveles de organización, se ha utilizado a veces en exploración minera, como pauta para la previsión de los recursos minerales disponibles sobre grandes áreas de la corteza terrestre.

La concentración media de un metal en las rocas de una región ha sido empleada a veces como base para inferir las cantidades de ese metal que existirían disponibles a más altas leyes, como concentraciones minerales.

Así varios autores como Agterberg y Divi (1978), Harris, Ortiz-Vértiz y Chávez (1981), han empleado el modelo lognormal de distribución, como medio para estimar el potencial minero o los recursos minerales regionales, asumiendo una continuidad del reparto metal entre el contenido geoquímico de las rocas y los depósitos minerales. Sin embargo tal continuidad parece dudosa y ha sido cuestionada.

Skinner (1976) propone en lugar de una distribución continua, lognormal, una distribución bimodal, figura 2.13, con una moda representando las concentraciones o leyes en forma de menas minerales (sulfuros, óxidos etc.) y la otra, mucho más importante, representando las leyes o concentraciones mucho más bajas, correspondientes al contenido petrográfico o geoquímico de las rocas

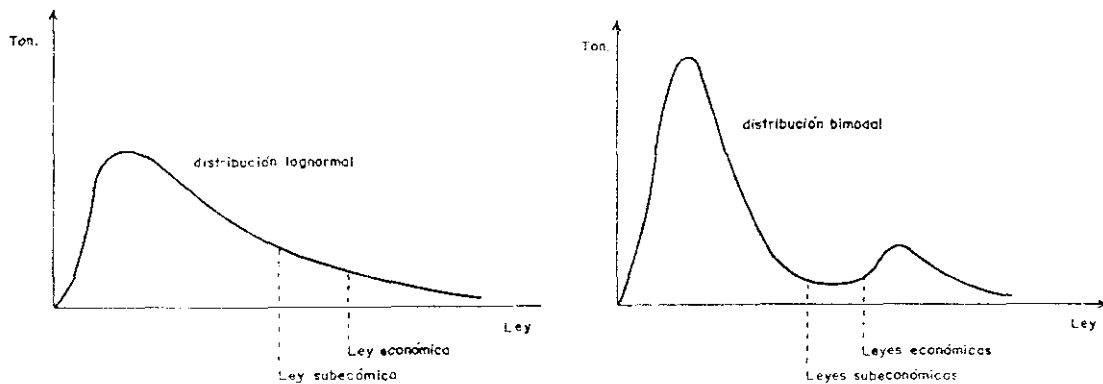


Figura 2.13 Diferencia entre dos posibles tipos de distribución metal en la corteza terrestre y su repercusión minera.

De hecho, los cálculos del contenido metal cortical, basados en la relación tonelaje ley lognormal, llevan a errores importantes, en relación con los valores calculados experimentalmente. Así ocurre por ejemplo cuando Singer y De Young (1980), a partir de la correlación entre tonelajes y leyes, deducida del análisis estadístico de los yacimientos de Cu, calculan la ley cortical:

$$\log \text{ley} = -1,0811 - 0,1376 \log \text{ton.}$$

Y substituyendo t por el valor 10^{18} tm. estimado por Brinck (1971) para la corteza continental :

$$\log \text{ley} = 320 \cdot 10^{-6} = 320 \text{ ppm.}$$

Sin embargo la correspondiente ley calculada experimentalmente (Harris, 1984), es de sólo 63 ppm.

Para otros elementos las diferencias son aún mucho más grandes , con algunas salvedades concretas, como el Cu en vulcanitas ácidas o el Ni en komatiitas, en las que se da una gran coincidencia (Deverle P. Harris, 1984).

Parece claro por tanto, que no se puede asumir la uniformidad de la ley de

distribución de los elementos para los diferentes niveles de organización de la materia, sino que se trataría, al menos para los metales menos comunes, de estructuras de reparto polimodales.

Llegaríamos por este lado de la estadística convencional, a reencontrar la idea, desarrollada independientemente por la geoestadística, de la organización de la materia en general y de los cuerpos mineralizados en particular, en forma de estructuras superpuestas o encajantes, a modo de las muñecas rusas o "poupees gigognes" (Serra 1968). Es decir, una organización consistente en estructuras menores, encajadas dentro de otras estructuras homólogas pero de rango o escala superior y separadas por discontinuidades.

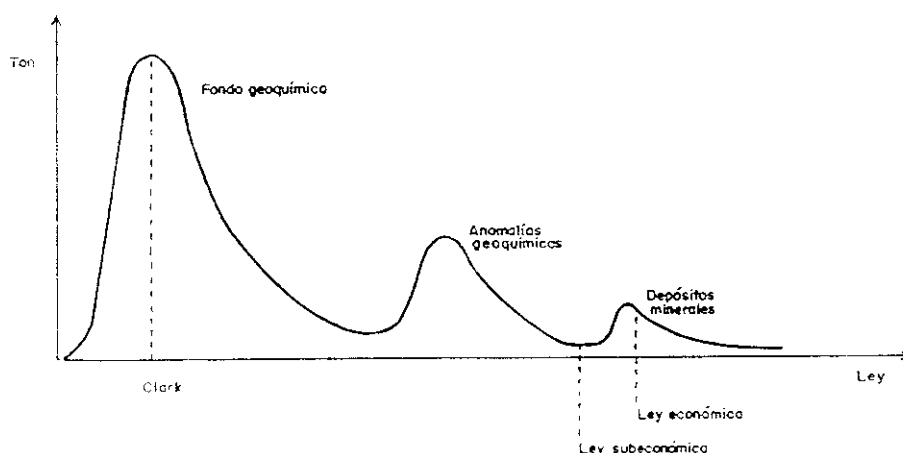


Figura 2.14 Probable distribución polimodal de las leyes en la corteza terrestre, a modo de estructuras superpuestas o encajadas.

Así pasaríamos del reparto de los elementos traza en las rocas a escala regional, o fondo geoquímico regional, al reparto de los elementos sobre áreas de anomalía geoquímica, o preconcentraciones, de éstas a la distribución de la mena o mineral beneficiable dentro de los depósitos minerales, y de éstos al reparto de los depósitos minerales dentro de las provincias metalogénicas. En la figura 2.14 se representa la probable forma de la función de distribución de las leyes metal en la corteza terrestre, que proponemos en el presente estudio.

2.1.5 - La distribución de frecuencias de las leyes, en relación con su "soporte"

El término "soporte" se aplica para especificar el volumen físico de la muestra, al que corresponde una ley; ya se trate de una ley experimental, o bien de una ley estimada. Se trata de un concepto fundamental en geología minera, en geoestadística, y en la minería en general.

Una ley puede tener un soporte casi puntual (muestras manuales, testigos de sondeo, muestras de barrenos), o bien corresponder a un volumen considerable, de muchos metros cúbicos (muestras masivas o "bulk samples" sobre un frente de cantera, o la zafra de un pozo o galería de mina, o la carga de un camión), o corresponder a un tamaño aún mayor : leyes medias diarias de la planta de concentración.

Respecto a las leyes estimadas, el soporte no será arbitrario, sino que deberá ser acorde con la talla del bloque de explotación.

Designaremos con v el soporte de la ley, y con V el volumen total del depósito mineral. Se comprueba que a medida que la relación v/V aumenta, la dispersión de la distribución de Z_v en V disminuye, y la asimetría de la curva de frecuencia se va suavizando; es decir el carácter de lognormalidad se va perdiendo. Cuando el soporte v es muy grande, la distribución tiende a convertirse en una distribución simétrica o de Gauss, donde moda y media coinciden.

Para soportes medios, bloques de explotación a cielo abierto, la lognormalidad por lo general se conserva, como se puede apreciar en las anteriores figuras 2.4.1 a 2.4.6 .

El histograma acumulativo de frecuencias de leyes de un depósito mineral, para soportes v correspondientes a bloques de explotación, es conocido como la "curva tonelaje ley" o $F(t/l)$. Constituye ésta, una herramienta muy importante a la hora de plantearse la explotación de un yacimiento, y especie de "radiografía económica", pues permite prever las repercusiones de aplicar una u otra ley de corte (cálculo de las reservas y leyes medias de los bloques superiores a una determinada ley de corte), y por tanto conocer la consistencia

del yacimiento ante situaciones económicas diversas. En el apartado 2.3 se analizará su utilización.

2.2 - LA ESTRUCTURA DEL CONTENIDO METAL EN LOS DEPOSITOS MINERALES. ASPECTOS GEOESTADISTICOS

2.2.1 - Aproximación geoestadística al estudio de la variabilidad espacial del reparto metal

Se define la *ley*, como el contenido metal por unidad de masa dentro de un cuerpo mineralizado. Este contenido metal unitario o relativo, al igual que ocurre con otros parámetros intrínsecos, fluctúa más o menos bruscamente, presentando valores diferentes para los distintos puntos del depósito.

Dichos valores no son aleatorios, o al menos no totalmente, sino que dependen de su ubicación espacial dentro del mismo, y por tanto no son independientes entre sí, sino que guardan una correlación espacial función de h , siendo h la distancia vectorial entre dos puntos del yacimiento. Por ello decimos que las leyes se comportan como "variables regionalizadas" (Matheron, 1965).

Lo mismo podríamos decir del resto de los parámetros intrínsecos de los depósitos minerales, tales como potencia mineralizada, rendimiento metal, etc. La característica de las variables regionalizadas es presentar simultáneamente dos componentes: Una aleatoria y otra estructural.

En efecto, el reparto metal en un yacimiento va a seguir unas pautas generales o

tendencias, debidas a controles primarios estratigráficos y tectónicos ; pero localmente, hay una gran variedad de controles geológicos secundarios(composición, granulometría, porosidad, rigidez,microfracturación etc) que introducen una aleatoriedad en la distribución de las leyes a pequeña escala. Como ilustración citaré dos casos bien separados tanto geológica como geográficamente:

Yacimiento de Zn-Pb *Sultana*, en la Sierra de Cartagena :

La mineralización de sulfuros afecta al Mioceno y al techo del Paleozoico subyacente(la descripción de este yacimiento se presenta en el capítulo 6).

Su reparto vertical es muy irregular o aleatorio en detalle, con bruscas variaciones entre capas, debido a un fuerte control tanto litológico como estructural, pero con una tendencia o estructura bastante clara (figura 2.15) :

Muy bajo contenido en sulfuros en la parte alta de la serie,esencialmente margosa y contenido más alto en la parte basal, más detrítica, del Mioceno, con clara tendencia creciente hasta el contacto con el Paleozoico.

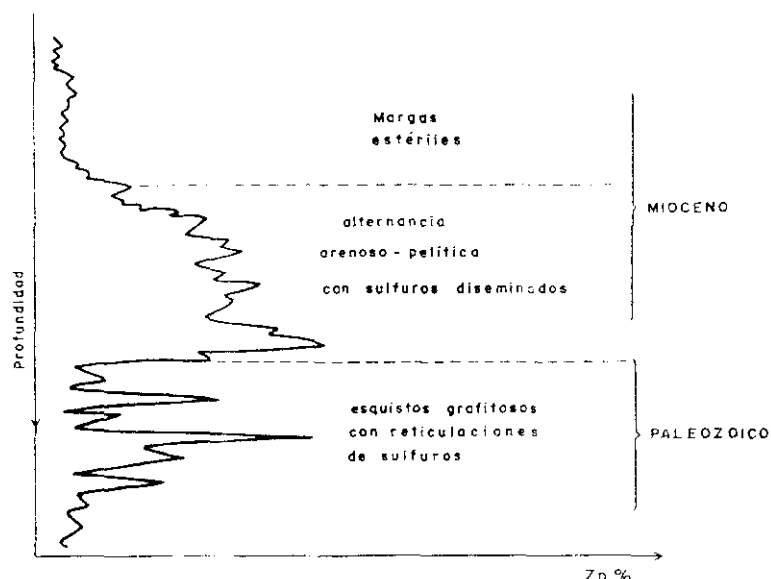


Figura 2.15 Yacimiento *Sultana*, Sierra de Cartagena. Fluctuación de la ley de Zn a lo largo de un sondeo vertical: superposición de componente aleatoria y estructural.

En los esquistos paleozoicos, al mismo tiempo que cambia morfológicamente de "diseminación" a "venas y reticulaciones", la mineralización se hace mucho más irregular o aleatoria, para finalmente ir desapareciendo en profundidad.

Yacimiento de W-Sn de La Parrilla en Miajadas, Cáceres:

La mineralización, scheelita, casiterita y sulfuros, contenida en una red de filones de cuarzo, es sumamente irregular, teniendo por tanto una fuerte componente aleatoria, lo que no impide reconocer la componente estructural subyacente : El conjunto de las mineralizaciones se integra en tres grandes haces separados por pasillos interfases (figura 2.16) relativamente estériles, estando a su vez esos haces compuestos de bandas ricas y pobres.

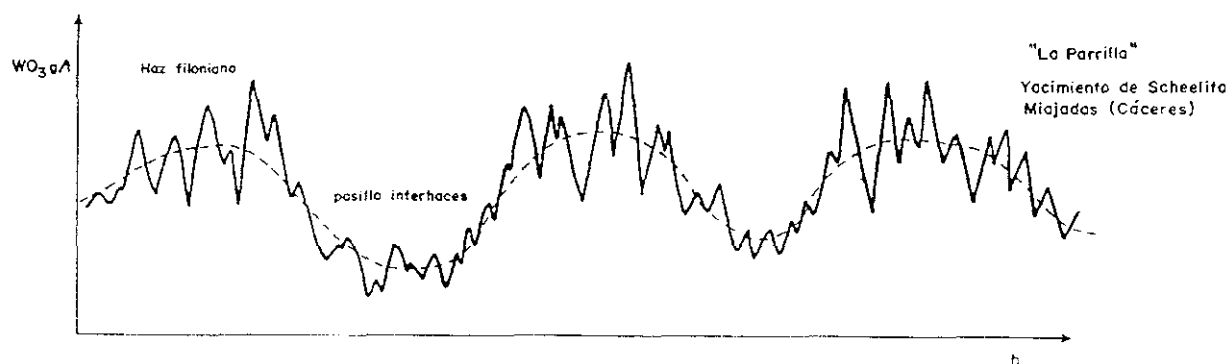


Figura 2.16 Yacimiento *La Parrilla* (Cáceres). Variabilidad de las leyes de WO_3 a lo largo de una trinchera transversal, superposición de una componente aleatoria y una componente estructural.

El método matemático para tratar simultáneamente estos aspectos, aleatorio y estructural, lo proporciona la Geoestadística, desarrollada por Matheron (1965), cuya base conceptual está en la teoría de las Funciones Aleatorias.

Esta metodología permite el análisis de la estructura de variabilidad espacial, de las variables en estudio. Dicha variabilidad, ha sido condicionado por una serie de circunstancias metalogenéticas y de factores topominerales, cuya determinación no será por lo general asequible por métodos geológicos, pero cuyo resultado es una distribución estructurada que nosotros podemos modelizar o reflejar mediante una función matemática, "Función Intrínseca", según las técnicas llamadas de "Análisis estructural" (Matheron, 1965).

En principio todos los depósitos minerales poseen una estructura o regionalización, sea cual sea su tipo genético y morfológico, si bien en muchos casos la componente aleatoria es tan importante que enmascara y puede impedir detectar la componente estructural.

2.2.2 - Algunos aspectos teóricos esenciales de la Geoestadística

Aportación esencial de la Geoestadística, ha sido el desarrollo conjunto y formalización de las nociones de **soporte**, **varianza de estimación** y **varianza de dispersión**, en relación con la función Variograma o con la función Covarianza. Este tipo de relaciones existentes entre las diversas funciones, expresan la linealidad de las operaciones geoestadísticas.

Varianza de estimación o de extensión:

Según Journel y Alfaro (1974), es la varianza de los errores de estimación, o error cuadrático medio, que se comete al extrapolar o extender la ley Z_v , correspondiente al volumen v , al volumen V de ley Z_v desconocida.

El error cometido es : $\epsilon = [Z_v - Z_v]$

Y su varianza:

$$\begin{aligned}\sigma_E^2 &= E\{[Z_v - Z_v]^2\} = E\left\{\left[\frac{1}{V} \int_V Z(x) dx - \frac{1}{v} \int_v Z(x) dx\right]^2\right\} \\ &= \left\{ \frac{1}{V^2} \iint_{V,V} Z(x)Z(y) dx dy + \frac{1}{v^2} \iint_{v,v} Z(x)Z(y) dx dy - \frac{2}{Vv} \iint_{V,v} Z(x)Z(y) dx dy \right\} \\ &= \frac{1}{V^2} \iint_{V,V} C(x-y) dx dy + \frac{1}{v^2} \iint_{v,v} C(x-y) dx dy - \frac{2}{Vv} \iint_{V,v} C(x-y) dx dy \\ &= \bar{C}(V,V) + \bar{C}(v,v) - 2\bar{C}(V,v)\end{aligned}$$

O bien expresado en función del Variograma, en base a la relación entre las funciones Variograma y Covarianza : $\gamma(h) = -C(h)$

$$\sigma_E^2 = 2\bar{\gamma}(V,v) - \bar{\gamma}(V,V) - \bar{\gamma}(v,v)$$

Siendo $\gamma(V,v)$: el valor medio del variograma entre dos puntos, que toman separadamente todas las posiciones dentro de V y v respectivamente.

" " $\gamma(V,V)$: el valor medio del variograma entre dos puntos, que toman todas las

posiciones posibles dentro del volumen V .

" " $\gamma(v,v)$: el valor medio del variograma entre dos puntos que toman todas las posiciones posibles en el volumen v .

Varianza de dispersión:

Para medir la variabilidad de las leyes, se recurre a la expresión de la Varianza de dispersión, o desviación cuadrática media de los valores de las leyes en las diferentes partes del yacimiento respecto de su ley media.

Sea $Z(x_i)$ la ley en un punto x_i del yacimiento, de volumen V .

Sea $Z_v(x_i)$ la ley de cada volumen elemental v :

$$Z_v(x_i) = 1/v \int_v Z(x_i) dx$$

Y sea $Z_v(x)$ o m_v la ley media del depósito mineral :

$$Z_v(x) = 1/V \int_V Z(x_i) dx = 1/N \sum_1^N Z_v(x_i) = m_v$$

La varianza de dispersión de las leyes de los bloques v :

$$D^2(v/V) = 1/N \sum [Z_v(x_i) - m_v]^2$$

La varianza de dispersión de las leyes puntuales será :

$$D^2(0/V) = 1/V \int_V [Z(x_i) - m_v]^2$$

Para cualquier depósito mineral se comprueba que la varianza de dispersión de las leyes puntuales $D^2(0/V)$ es siempre mayor que la de las leyes de los bloques $D^2(v/V)$, como se muestra en la figura 2.17 y en definitiva, que la varianza de dispersión, está en razón inversa al volumen del soporte físico de referencia. Esto tiene una gran importancia en minería, pues nos indica, que si aplicamos una ley de corte sobre la distribución de leyes

puntuales (testigos), el correspondiente porcentaje de recursos supuestamente recuperables, es mayor que el que se obtendrá al explotar por bloques. En el capítulo 3, se insitirá sobre este punto.

Efectivamente, cuando el tamaño del bloque de referencia interior al yacimiento crece, su heterogeneidad interna aumenta, y por tanto la variabilidad del conjunto de bloques decrecerá, figura 2.18. Es obvia

por tanto la necesidad de definir el soporte físico para analizar la dispersión.

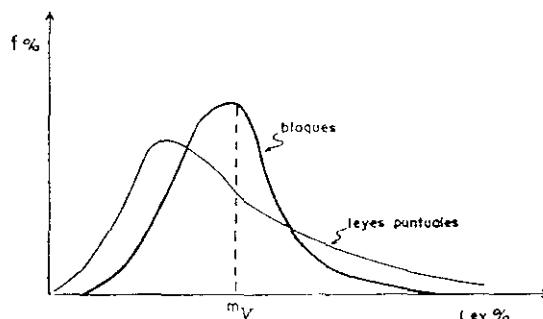


Figura 2.17 Comparación entre la dispersión de las leyes puntuales y de bloques.

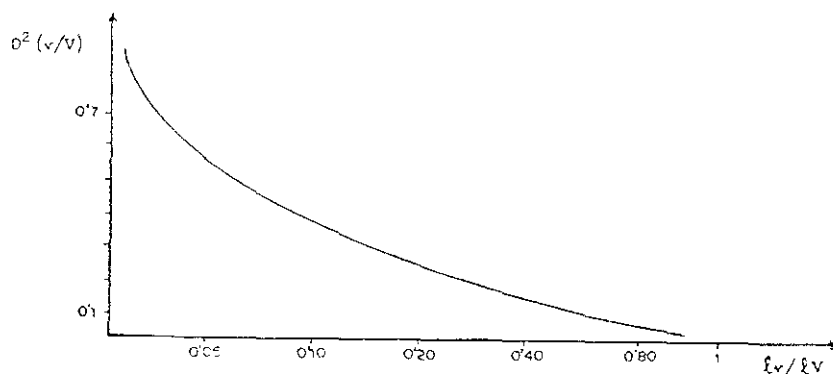


Figura 2.18 Evolución de la varianza de dispersión con el tamaño relativo de bloque.

Esta dependencia entre dispersión y tamaño del soporte aparece generalizada en la conocida relación de "aditividad de las varianzas" o relación de Krige :

$$D^2 0/V = D^2 0/v + D^2 v/V$$

Siendo $D^2 0/V$ la dispersión de las leyes puntuales dentro del yacimiento V

" " $D^2 0/v$ " " " " " " " " dentro de los bloques v

" " $D^2 v/V$ la dispersión de las leyes de los bloques v dentro del yacimiento V

Por tanto la dispersión de las leyes puntuales (testigos de sondeo, por ejemplo) será siempre mayor que la correspondiente a los bloques de explotación, que es la dispersión práctica y la que interesa conocer para prever las posibilidades de selectividad del mineral.

Uno de los parámetros principales de un depósito mineral, para su estudio de

viabilidad, junto con las leyes, es la dispersión o variabilidad de las mismas dentro del volumen mineralizado V . En efecto, dos depósitos de idéntica ley media y similares características geo-mineras, pueden tener muy diferentes condiciones de explotabilidad según estén repartidas las leyes localmente en cada uno de ellos, es decir según su dispersión, en la medida en que ésta vaya a permitir o no una explotación selectiva.

La geoestadística demuestra, que la varianza de dispersión puede expresarse en función del Variograma:

La varianza de dispersión de las leyes de los paneles v frente a la ley del yacimiento V , viene dada por la expresión:

$$D^2(v/V) = E[(Z(v) - Z(V))^2]$$

Si generalizamos para un conjunto continuo de valores, tenemos:

$$\begin{aligned} D^2(v/V) &= E\left[\frac{1}{V} \int_v [Z_v(x') - Z_v(x)]^2 dx'\right] = \frac{1}{V^2} \int_v \int_v E[(Z_v(x') - Z_v(x))^2] dx dy \\ &= \frac{1}{V^2} \int_v \int_v \gamma(x-y) dx dy' = \bar{\gamma}(x-y) dx dy = \bar{\gamma}(v, V) \end{aligned}$$

De igual forma, la varianza de dispersión de los valores puntuales, frente a la ley media del yacimiento, puede expresarse así:

$$D^2(0/V) = E\left[\frac{1}{V} \int_v [Z_i(x) - Z_v(x)]^2 dx\right] = \frac{1}{V^2} \int_v \int_v \gamma(x'-y') dx' dy' = \bar{\gamma}(V, V)$$

Y la varianza de dispersión de las leyes puntuales frente a la ley media de cada panel v será:

$$D^2(0/v) = E\left[\frac{1}{v} \int_v [Z_i(x) - Z_v(x)]^2 dx\right] = \frac{1}{v^2} \int_v \int_v \gamma(x-y) dx dy = \bar{\gamma}(v, v)$$

La relación de aditividad de las varianzas o de Krige, antes citada:

$D^2(0/V) = D^2(0/v) + D^2(v/V)$, se puede por tanto transferir a la función Variograma:

$$\bar{\gamma}(0,V)=\bar{\gamma}(0,v)+\bar{\gamma}(v,V)$$

Y por otra parte:

$$D^2v/V=\bar{\gamma}(V,V)-\bar{\gamma}(v,v)$$

2.2.3 - El Análisis Estructural

Se entiende por estructura de una variable regionalizada, el modo y medida en que ésta varía en función de la distancia y las direcciones espaciales en el interior de un yacimiento. A la caracterización matemática de dicha estructura se le llama *análisis estructural*, el cual es una de las primeras y fundamentales etapas en todo estudio de evaluación geoestadística.

La función matemática que permite este análisis, es el "*variograma*" (Matheron 1965). La aplicación de esta función, requiere del establecimiento de una hipótesis restrictiva previa, llamada "*hipótesis intrínseca*".

Se cumple la hipótesis intrínseca, cuando los incrementos de la variable se mantienen constantes, en promedio, a lo largo del depósito y su varianza en promedio se mantiene también constante :

$$E[Z(x+h)-Z(x)]=0$$

Su momento de orden 1 :

$$E[Z(x+h)-Z(x)]^2=2\gamma(h)$$

Su momento de orden 2 :

Esta es la llamada también "*hipótesis de estacionariedad de 2º orden*". Cuando no se cumple, estamos ante un fenómeno de "*deriva*", infrecuente en minería, y habitual por ejemplo en cartografía, y que requiere un tratamiento geostadístico específico.

Se define el variograma como la esperanza matemática de las discrepancias

cuadráticas de la variable entre n parejas de puntos situados en los extremos de un vector $|h|$ que se desplaza dentro del campo considerado.

$$2\gamma(h) = E[Z(x+h) - Z(x)]^2$$

Siendo $Z(x)$ la ley en el punto x , y $Z(x+h)$ la ley en el punto $x+h$.

El variograma es una función creciente de módulo $|h|$. Las discrepancias cuadráticas entre dos puntos serán normalmente tanto mayores cuanto más alejados estén, es decir cuanto mayor sea h (figura 2.19).

Existirá un valor límite de h por encima del cual la función deja de crecer, estabilizándose. Tal valor es llamado *alcance* (a), y viene a corresponder con la noción de "radio de influencia de una muestra" siendo característico para cada depósito mineral y dentro de él, para cada dirección espacial.

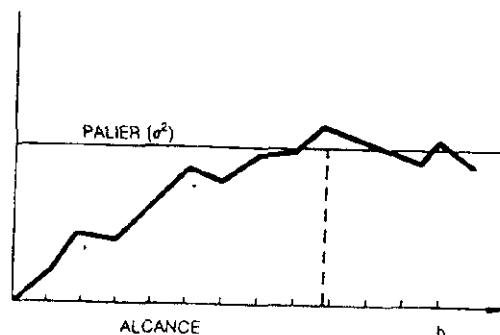


Figura 2.19 El variograma

Para construir el variograma se utilizan los datos experimentales, muestras o sondeos, de que se dispone, procediendo según las siguientes etapas :

-Regularización de las leyes: Los datos de sondeos, que normalmente corresponden a maniobras de longitud de testigo variable, se ponderan según tramos de longitud constante.

-Construcción de los variogramas experimentales direccionales: En las diferentes direcciones espaciales que permita la malla de sondeos existente, sobre cada planta o sección en que hayamos dividido el yacimiento. (Las direcciones no se tomarán rígidamente, sino con una cierta "tolerancia" a fin de compensar las irregularidades de la malla).

-Cálculo de los variogramas medios: Se obtienen para cada dirección, mediante la media ponderada en función del número de parejas correspondiente a cada intervalo de $|h|$ de cada planta o sección. Ver figura 2.20 .

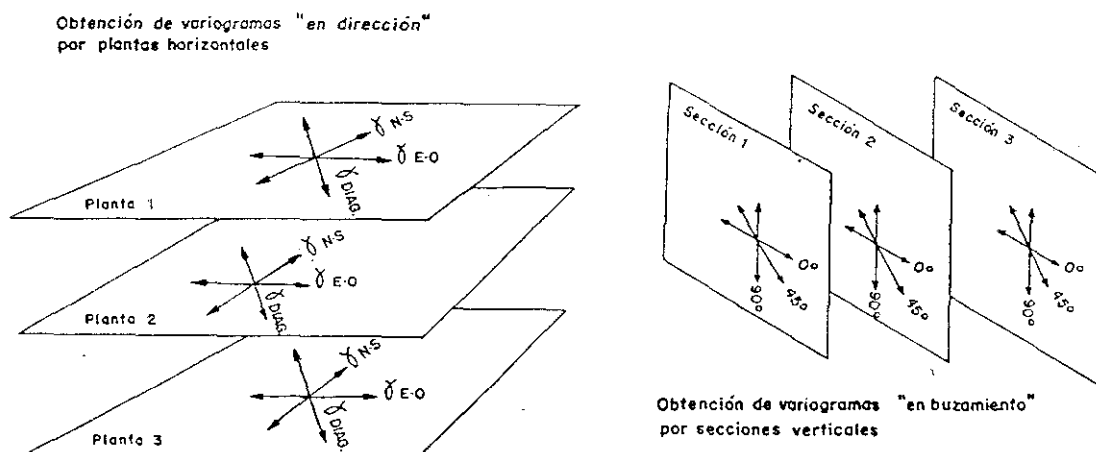


Figura 2.20 Obtención de variogramas direccionales medios.

-Ajuste de los variogramas experimentales a modelos teóricos: Los modelos teóricos que mejor se adaptan a los variogramas experimentales de leyes de yacimientos son el modelo *esférico* o de Matheron y el modelo *exponencial* (figura 2.21), y de forma más ocasional el modelo *gaussiano* (figura 2.22).

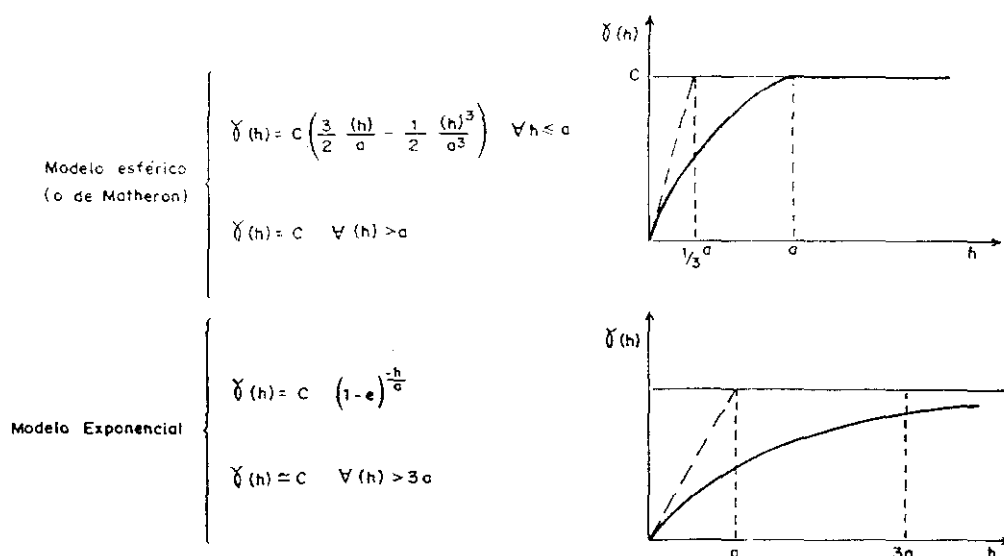
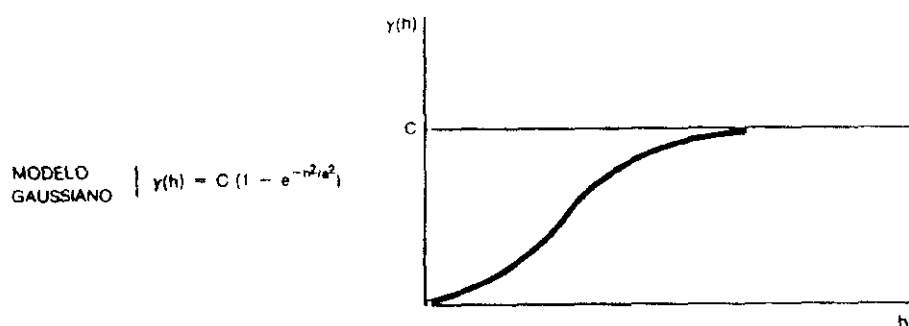
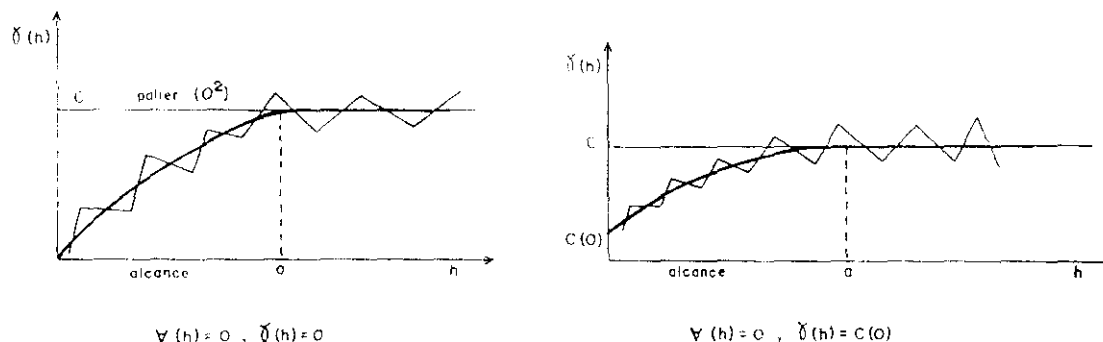


Figura 2.21 Modelos teóricos de variogramas, de empleo más frecuente: *esférico* y *exponencial*.

Figura 2.22 Modelo de variograma con inflexión, o *gaussiano*.

2.2.4 - La interpretación de los variogramas

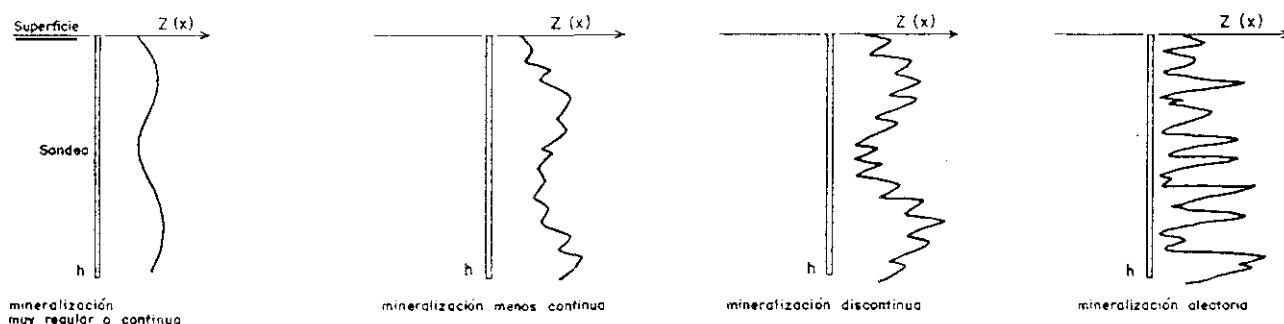
Como se ha señalado anteriormente, la función variograma deja de crecer a partir de un cierto valor de h , denominado *alcance* (a), figura 2.23, estabilizándose en torno a un valor llamado *meseta* (c), o *palier*, que coincide con la varianza de dispersión de los datos. El valor a , expresa la distancia a la que dos puntos del yacimiento pierden su correlación. Para distancias superiores la correlación será nula.

Figura 2.23 Ajuste de variogramas experimentales a un modelo *esférico*, sin y con *efecto de pepita*.

El comportamiento del variograma cerca del origen de coordenadas es particularmente interesante porque representa el grado de continuidad y de autocorrelación de la variable. El variograma arranca del origen de coordenadas cuando la componente aleatoria de la función es mínima y para muestras muy próximas entre sí sus diferencias cuadráticas de valores tienden a ser cero: para $h=0$, $\gamma(h)=0$. En cambio cuando existe una componente aleatoria apreciable, el origen del variograma no está en el origen de coordenadas sino en un determinado valor $C(0)$ del eje de ordenadas, valor conocido como *efecto de pepita*: para $h=0$, $\gamma(h)=C(0)$ (figura 2.23).

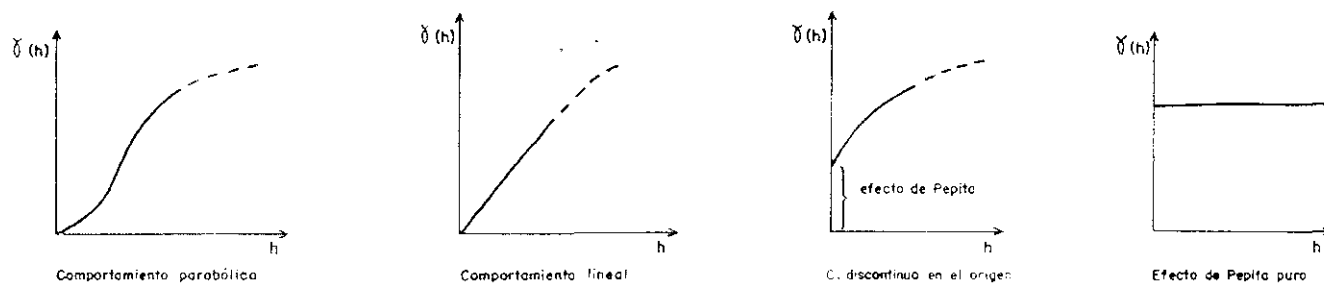
En principio, la pendiente de la curva cerca del origen, es proporcional al grado de autocorrelación.

Se pueden tipificar varios modelos de comportamiento en el origen, que caracterizan otros tantos tipos de mineralizaciones. Supongamos los siguientes sondeos, ver figura 2.23, representativos de cuatro tipos diferentes de mineralizaciones, de los que se han representado los respectivos histogramas de leyes:



Distintos tipos de mineralización

La forma de los correspondientes variogramas verticales será la siguiente:



(Adaptado de ALFARO 1975)

Figura 2.24 Relación entre el carácter de la mineralización, y la forma de los correspondientes variogramas.

Las figuras muestran la correspondencia entre cada tipo de mineralización, representado por su histograma de leyes, a lo largo de un sondeo tipo, y la forma de los correspondientes variogramas verticales. Los cuatro tipos presentados van desde el caso de una mineralización muy regular, sin componente aleatoria, hasta una totalmente aleatoria sin componente estructural

La existencia de posibles anisotropías del reparto de leyes del yacimiento, será puesta en evidencia por las diferencias en el valor del alcance del variograma en las diferentes direcciones espaciales. Dicha anisotropía se suele representar gráficamente mediante una

elipse cuyos ejes mayor y menor son respectivamente los alcances máximo y mínimo hallados, véase la figura 2.25. Al cociente A_1/A_2 entre ambos ejes se le denomina *coeficiente de anisotropía*.

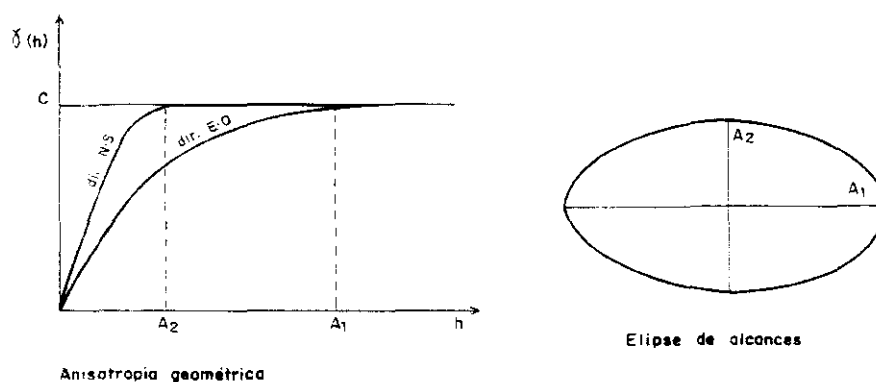


Figura 2.25 Medida de la anisotropía en un yacimiento y determinación de la *elipse de alcances*.

El comportamiento del variograma lejos del origen, cuando $h \rightarrow \infty$, indica el carácter estacionario o no estacionario del fenómeno.

Si $\gamma(h) = \text{varianza}\{Z(x)\} = C$, para todo $h > a$, estamos ante un fenómeno estacionario de 2º orden (se cumple la hipótesis intrínseca), por el contrario si $\gamma(h)$ crece indefinidamente a medida que aumenta h , y más rápidamente que $|h|^2$, el fenómeno es no estacionario, y corresponde a la presencia de una "deriva":

$$E[Z(x)] \neq E[Z(x+h)]; \forall [h] > b$$

(Journel 1977)

La presencia de tal deriva corresponde a la existencia de una polaridad o gradiente de la mineralización, ver figura 2.26. En esos casos no existe una varianza a priori finita si no que $D^2(0/V)$ crece indefinidamente, hasta la escala de toda la provincia metalogénica incluso:

$$D^2(0/\infty) = \gamma(\infty) \rightarrow \infty$$

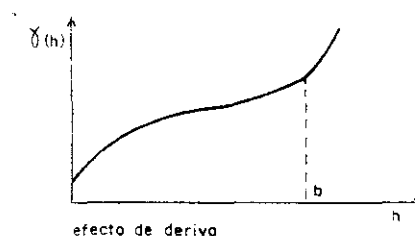


Figura 2.26 Variograma con efecto de deriva.

No obstante, aún en los raros casos en que aparece el efecto de deriva, es posible aplicar el principio de estacionaridad restringido para un cierto intervalo de valores de h menores que b (cuasi estacionaridad).

2.2.5 - Metalogenia y Variografía

La estructura de la mineralización, puesta en evidencia por los variogramas, está condicionada tanto a la malla de las muestras como al soporte físico de las mismas, de ahí que sea un tanto aventurado extraer, a partir de ellas, conclusiones sobre los aspectos genéticos del yacimiento (para lo cual seguirá siendo imprescindible el análisis de las relaciones geoquímicas, geométricas y temporales entre el cuerpo mineralizado, las estructuras geológicas, y las rocas encajantes).

Sin embargo el estudio de los variogramas o Variografía, sí puede ser de gran interés como confirmación o apoyo de las hipótesis metalogénicas previamente establecidas en base a estudios de geología minera.

Trataré de ilustrar este aspecto con algunos casos concretos a título de ejemplo.

En el distrito minero de la Sierra de Cartagena, los depósitos minerales presentan un control estructural en relación con la fracturación post-Miocena (Manteca y Ovejero 1992), lo que las vincula con la actividad hidrotermal consecuente al vulcanismo Neógeno de esta región. En el caso de las mineralizaciones de sulfuros masivos tipo "*manto*", tanto los mapas de isopacas, como los de isopleyes, evidencian dicho control estructural.

En estos casos, la Variografía ha servido para confirmar en términos cuantitativos esas deducciones previas. Un ejemplo particularmente claro de esto se observa en la mina *Los Blancos II*. La figura 2.27 muestra, mediante las curvas de isopleyes, el claro control estructural del reparto metal, y en la figura 2.28, se aprecia cómo el análisis de los variogramas confirma y precisa la importancia de ese control en términos geoestadísticos.

En el caso de las mineralizaciones de sulfuros diseminados en el Mioceno del yacimiento *Sultana*, el control estructural claramente detectable a escala del frente de mina, no se refleja tan claramente en los planos de isopleyes o isopotencias, debido a la amplitud de la malla de sondeos. Por ello ha sido en este caso muy relevante, la comprobación obtenida mediante la Variografía, de la existencia de una fuerte anisotropía en el reparto de los metales, en perfecta coincidencia con la fracturación (el máximo alcance de los variogramas corresponde a la dirección de las fallas principales), confirmando la validez de las hipótesis

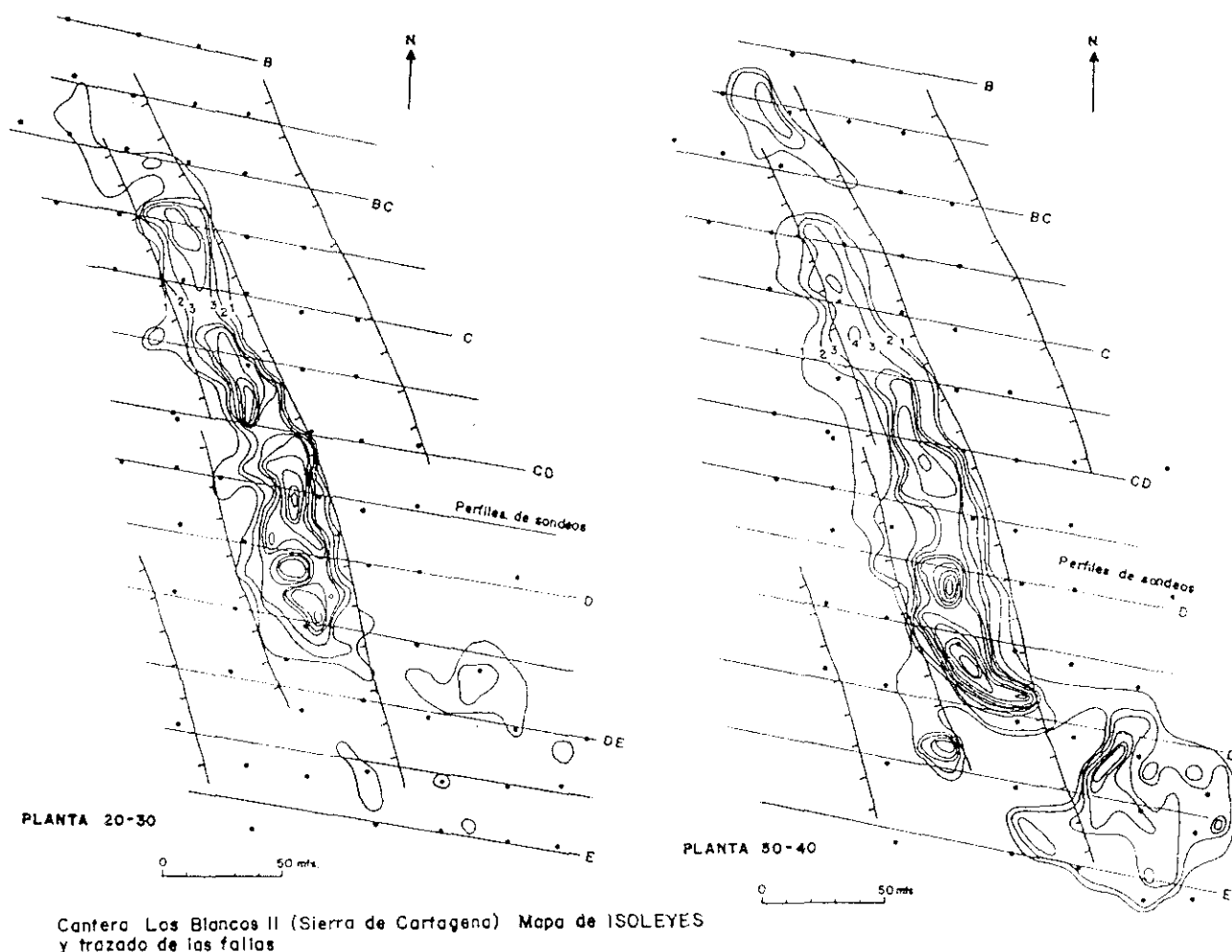


Figura 2.27 Cantera Los Blancos II. Mapas de isopleyas, por plantas, elaborados con los datos del control de leyes. Se aprecia el claro control estructural de la mineralización.

geológicas previas. (Ver figuras 2.29 en la lámina adjunta).

La aportación del estudio de los variogramas al conocimiento de la génesis del yacimiento, puede ser muy importante si se dispone de muestras del depósito a muy diferentes escalas y se integran los correspondientes análisis estructurales, a nivel textural o microscópico, a nivel de muestra de mano o centimétrico, a nivel de frente de trabajo o métrico, etc. Evidentemente esta línea es muy ardua y costosa, y excepto los trabajos de Serra, para los hierros oolíticos de La Lorena (Serra, 1967), se ha desarrollado muy poco.

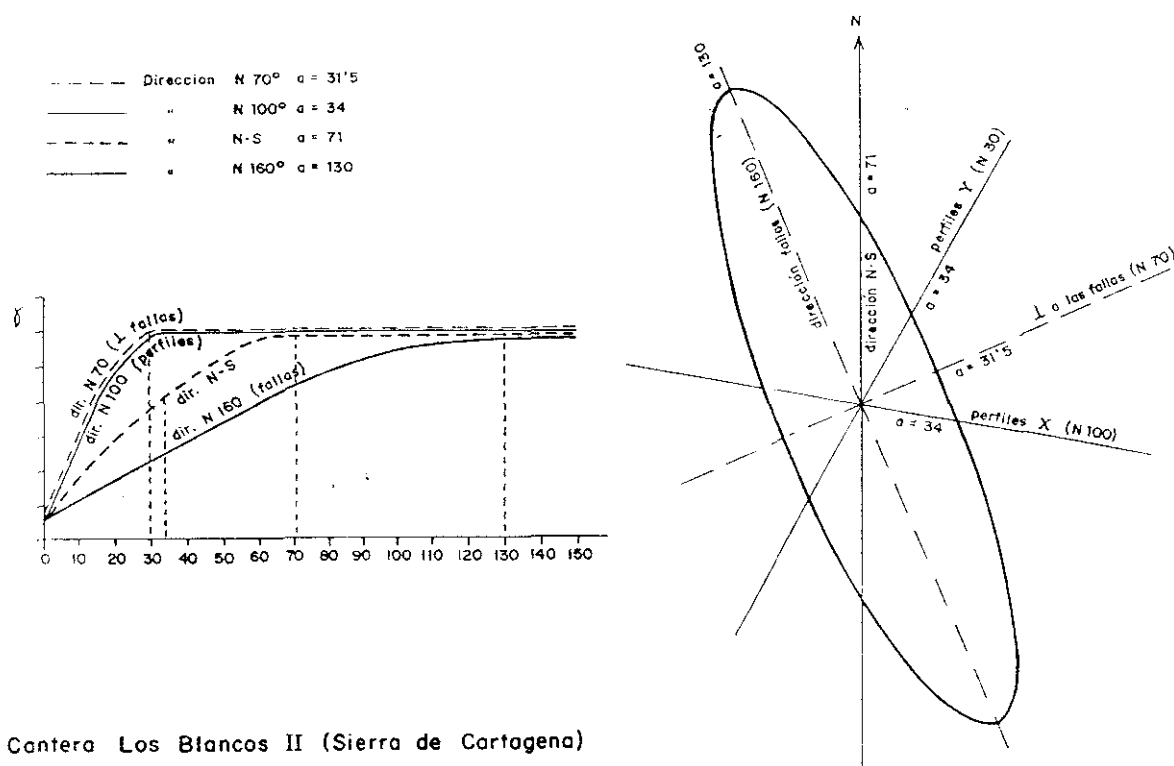


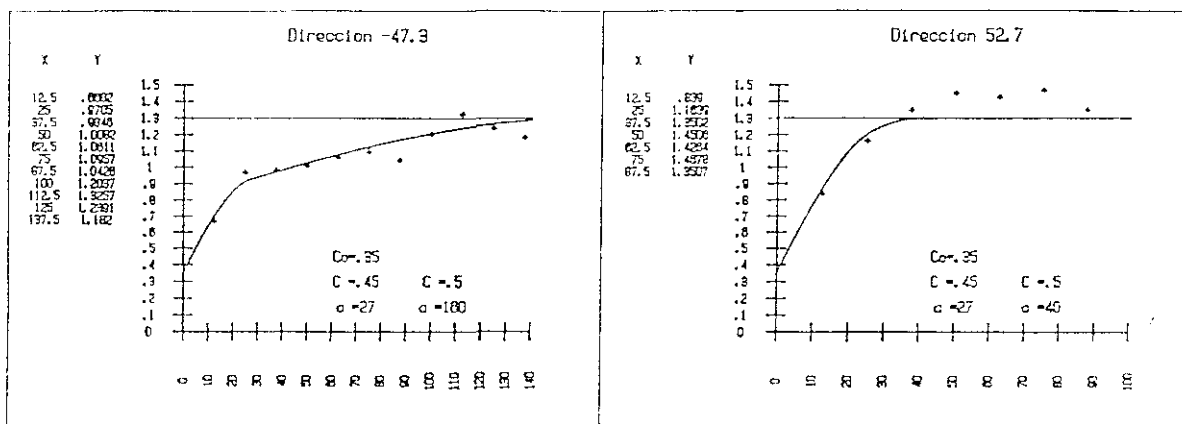
Fig. 2.28 El máximo alcance, corresponde a la dirección N 160°, la de las fallas, confirmando que la mineralización está condicionada por la fracturación Neógena.

En efecto, la estructura aparente, depende de la escala de observación del fenómeno, lo que se traduce en la función $\gamma(h)$ correspondiente : $\gamma(\text{total}) = \gamma(1)$ escala microscópica + $\gamma(2)$ escala de muestra de mano + ... etc. Es decir, el verdadero variograma, salvo algún caso excepcional, no lo vamos a conocer, si no que dispondremos sólo, de un estimador del variograma verdadero o integral:

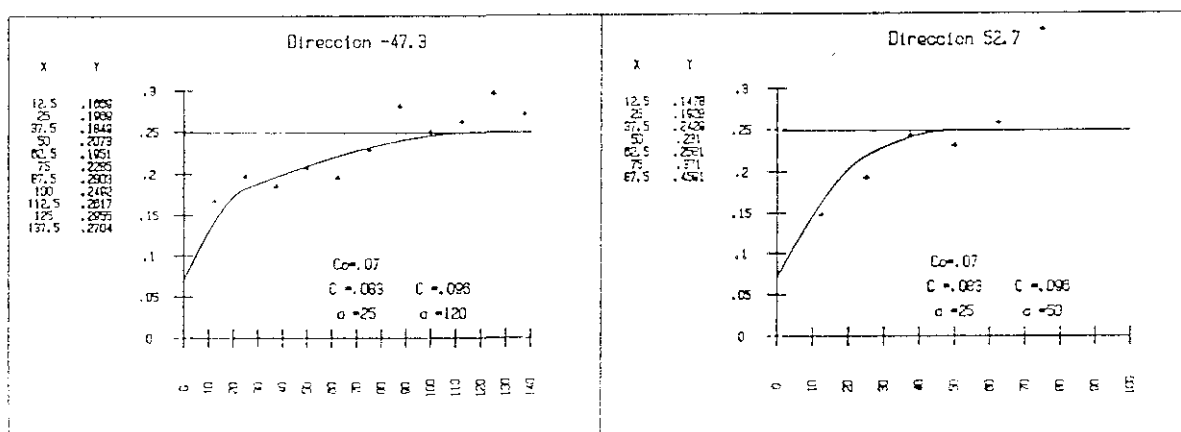
$$\gamma(h) = \sum \gamma_i(h)$$

Se trata de una combinación lineal de variogramas más elementales, γ_i , que representan, cada uno de ellos, una escala diferente de organización. De ahí que se deba pasar del variograma experimental, a un variograma modelizado o teórico.

Una observación final, respecto al presente apartado, es que los diferentes tipos de variogramas pueden sugerir determinadas interpretaciones geológicas y genéticas del yacimiento; pero lo más normal es que será el conocimiento geológico del depósito y las hipótesis genéticas previas lo que guíe la modelización y posterior utilización de los variogramas experimentales.

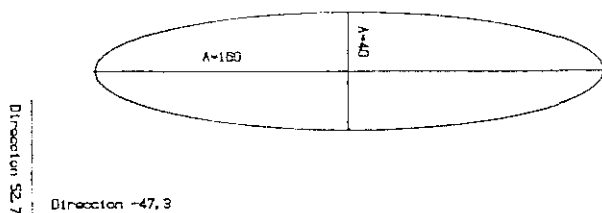


Variogramas ley Zn.

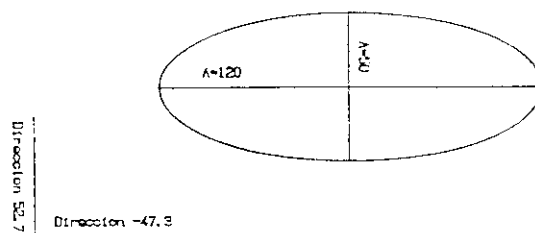


Variogramas ley Pb.

MIOCENO. Elipse de alcances para el Zn.



MIOCENO. Elipse de alcances para el Pb.



La dirección del eje mayor de la elipse de alcances corresponde a la dirección de las fallas principales. (E-47'3 cent. → N-132 sexag.)

Figura 2.29 Cantera Sultana. El análisis estructural, muestra la anisotropía del reparto metal, en relación con la fracturación, confirmando su importante papel metalogénico.

Esto es importante que sea así, ya que muchas veces los variogramas experimentales, limitados por la malla de sondeos existente, presentan indeterminaciones para valores pequeños de $|h|$, y por otra parte la gama de modelos teóricos que pueden ajustarse es tan grande, que forzosamente la modelización tendría una dosis de subjetividad. En síntesis, es fundamental que haya una perfecta coherencia entre el modelo estructural deducido de los variogramas, con el modelo geológico-genético previo.

2.2.6 - Las principales aplicaciones mineras de la Geoestadística

La Geoestadística es aplicable a la solución de numerosos problemas, a lo largo de las diferentes fases del desarrollo minero, desde la prospección y reconocimiento, hasta la explotación de la mina, pasando por la estimación de recursos y reservas, el diseño de la explotación y la planificación.

En la tabla 2.2, se presenta una síntesis de éstas aplicaciones. Una exposición general de todas estas aplicaciones de la Geoestadística a la minería, se puede encontrar en Damay, 1975, y en Chica Olmo, 1987.

Entre los primeros problemas que la geostadística ayuda a resolver de una manera muy operativa, está la optimización de la malla de reconocimiento o malla de sondeos, en base al análisis estructural y al cálculo de las varianzas de estimación para las diversas configuraciones posibles.

Esta optimización se debe realizar al menos en dos fases : Fase de reconocimiento sistemático, o de evaluación, y fase de control de leyes o de pre-explotación. En el capítulo 4 se presentan ejemplos prácticos de tal optimización.

Tabla 2.2 Aplicaciones mineras de la geoestadística¹

ETAPA	TIPO DE PROBLEMAS	METODOS
PROSPECCION Y RECONOCIMIENTO	Reconocimiento e interpretación de anomalías geoquímicas y geofísicas Optimización mallas de sondeos Toma secuencial de decisiones	Análisis estructural (Matheron 1970) Validación cruzada (Matheron 1970) Análisis krigeante (Sandjivy 1984) Esquema secuencial (Matheron 1970)
ESTIMACION	Estimación global Estimación local de recursos "in situ" Curvas Tonelaje/Ley Estimación reservas recuperables según tipo de explotación	Métodos transitivos (Matheron 1970) Krigeaje ordinario (Matheron 1970) Krigeaje disyuntivo (Matheron 1973, 1976)
DISEÑO	Optimización diseño de explotación	Parametrización técnica de reservas (Math.1975, Bongarçon 1978)
PLANIFICACION	Adopción criterios de Selectividad(soporte, restricciones geométricas) Elección secuencia y ritmo de explotación Previsión fluctuación de leyes entrada al lavadero	Simulación condicional (Matheron 1972 Journel 1974)

En la siguiente etapa, de Estimación, se trata de llegar a la estimación local o estimación de bloques a partir de los datos de sondeos. Este problema está bien resuelto mediante la técnica del *Krigeaje*, cuya utilización ya se ha hecho habitual en estimación minera.

Respecto a la etapa de Diseño, y para minería a cielo abierto, la optimización del

¹Modificado de DAMAY (1975)

diseño de corta es un problema clásico, para cuya resolución se han desarrollado diversos modelos o algoritmos matemáticos (Lerchs y Grossman, Multicono...etc.), ninguno del todo satisfactorio. La geoestadística aporta a este fin una metodología llamada *Parametrización técnica de reservas*, que por combinatorias sucesivas de los bloques estimados, define una familia de proyectos óptimos, de mayor a menor, encajados entre sí, que optimizan la cantidad de metal a recuperar.

Para las etapas de Planificación y Explotación minera nos encontramos con la dificultad de prever los resultados de la selectividad, es decir la recuperación efectiva de reservas a la escala real de trabajo (pequeños bloques de explotación, normalmente bastante menores que los bloques o paneles estimados por el Krigeaje). También es importante conocer los efectos de diferentes políticas de selectividad, almacenamiento, homogeneización del mineral etc, sobre la fluctuación de leyes a la entrada del lavadero. La Geoestadística, mediante las técnicas de *Simulación*, permite afrontar estos tipos de problemas.

2.2.7 - Algunas reflexiones sobre el empleo de la Geoestadística en la práctica minera y sus limitaciones

El empleo de la Geoestadística se ha generalizado bastante gracias fundamentalmente a la labor de investigación y difusión del Centro de Geoestadística de Fontainebleau, dependiente de la Escuela de Minas de París.

Ahora bien, reconociendo el extraordinario interés e importancia de esta ciencia y de sus aplicaciones técnicas, no está de más señalar que ni siempre se utiliza correctamente, ni su empleo es ninguna especie de panacea universal para los problemas de la minería (como no lo es tampoco ninguno de los otros métodos alternativos "convencionales").

La complejidad de algunas técnicas geoestadísticas, en especial de la Geoestadística no lineal o "Geoestadística aval" (Deraisme, 1978), requiere una fuerte cualificación matemática e informática, exigiendo una especialización difícilmente compatible con la actividad del geólogo de exploración o de mina, que durante meses o años va generando y reuniendo información sobre un depósito mineral.

Este, se verá precisado a recurrir a los especialistas en Geoestadística, a los que transmitirá una base de datos informatizada y una documentación geológica; pero a los que difícilmente podrá transmitir una serie de experiencias que se adquieren cuando se sigue de cerca una campaña de sondeos, o se han reconocido y muestreado unas viejas labores abandonadas, o se han estudiado otros yacimientos similares ; ni por supuesto podrá tampoco transmitir una intuición geológica.

Se me dirá que está sobreentendido que debe haber una estrecha colaboración entre el geólogo de mina y el geoestadístico, pero en la práctica el geoestadístico no será capaz por lo general de asumir e integrar la información de tipo cualitativo, si ésta no se refleja a nivel del análisis estadístico de los datos, o no presenta una repercusión aparente sobre los variogramas.

Un depósito mineral puede contener mineralizaciones heterogéneas (diseminaciones, filones,etc), asociadas a distintos tipos de rocas,y además controladas tectónicamente. El geólogo sabe bien que está ante realidades minerales diferentes, no entremezclables entre sí; pero el geoestadístico, que fundamentalmente se va a apoyar en el análisis de su "base de datos", puede no percibir toda esa complejidad (ahí inciden además aspectos como la representatividad de la malla, desigual densidad de la misma, la recuperación de testigo etc) y englobarlo todo erróneamente, como un colectivo homogéneo y único.

En este sentido, tenemos la experiencia de fracasos importantes en valoración de yacimientos por métodos geoestadísticos, basados en modelos formalmente correctos, pero que no representaban suficientemente la realidad del yacimiento (ver más adelante, capítulo 6,el proceso de evaluación de la mina *Sultana*).

Cabe decir aquí, parafraseando a Damay (1975), que *"el modelo es perfecto, pero la realidad no lo es"*.

Por lo anteriormente dicho, considero que es muy deseable, el que las técnicas geoestadísticas, con sus enormes posibilidades, sean aplicadas por los técnicos que realmente conocen la geología del yacimiento, o con una fuerte experiencia práctica en geología de mina. Así los resultados se ajustarán a la realidad en la medida en que esos modelos geoestadísticos se adapten al contexto geológico; en la medida en que las aplicaciones geoestadísticas se realicen bajo **"restricción geológica"**(Gallego,Manteca,Palomero, 1984).

Resumiendo todo lo anteriormente señalado, considero ilusorio reducir la problemática

minera de estimación, diseño, selectividad etc. a unas dimensiones puramente matemáticas, sin antes haber definido satisfactoriamente el **modelo geológico y morfológico** del depósito mineral, que pueda servir de base al subsiguiente **modelo numérico**.

En el capítulo 3, párrafos 3.8, 3.8.1 y 3.9, se vuelve a incidir en estos aspectos, analizándose las limitaciones que puede tener la aplicación de los métodos geostadísticos, y geomatemáticos en general, a la estimación de reservas.

2.3 - ASPECTOS ECONÓMICOS BÁSICOS PARA EL ESTUDIO Y VALORACIÓN DE LOS DEPÓSITOS MINERALES

2.3.1 - El parámetro económico para el estudio de los Depósitos Minerales: La ley de corte

Aunque en algunos casos particulares el mineral se puede diferenciar por ciertas propiedades físicas visibles, por lo general, la distinción entre el mineral de interés económico, o "mineral pagable" y el material que lo rodea, mineral marginal o estéril, sólo se puede hacer en relación a un parámetro o ley de referencia que llamamos **ley de corte**.

Será mineral pagable, o mineral en sentido minero, todo material cuya ley recuperable esté por encima de dicha ley de corte, y estéril o no pagable, si está por debajo.

En otras palabras, la aplicación de una ley de corte sobre un depósito mineral, permite distinguir entre la parte de mineral que debe extraerse y tratarse y la que debe quedarse in situ.

No obstante esta generalización no es del todo correcta, ya que en todo yacimiento habrá cierto mineral por encima de la ley de corte que sin embargo no será mineral pagable y por tanto quedará excluido del diseño de corta. En efecto habría que señalar la posibilidad de que un depósito mineral presente zonas diferenciales respecto a los costes de operación previsibles, por ejemplo por mayor profundidad o tasa de recubrimiento del mineral. En este sentido, aquellas zonas netamente diferenciadas por sus costes, les corresponderían distintas leyes de corte.

Inversamente, otros minerales, aún estando por debajo de la ley de corte, pero contenidos dentro del diseño de corta, pueden ofrecer un procesamiento rentable y ser considerados por tanto mineral pagable. Esto nos lleva a la consideración de que en minería a cielo abierto, la determinación de la ley de corte y el proceso de diseño de corta, van íntimamente ligados y de una forma interactiva.

La definición de ley de corte presenta en la bibliografía minera diversas acepciones. Según la más clásica, *es la ley mínima que puede ser explotada y tratada, dando un beneficio, o sin incurrir en pérdidas; o bien aquella ley para la que se igualan los costes totales con el valor del metal recuperado* :

$$L_c = C/\rho.P$$

siendo C el coste total, ρ el rendimiento metal y P el valor del punto metal.

Posteriormente esta acepción se ha ido ampliando y generalizando, introduciéndose nuevos términos, siendo numerosos los autores y publicaciones, que han profundizado en este tema.

El sentido más genérico en que se utiliza este término, corresponde a la definición de Taylor(1972): *Cualquier ley que por razones específicas se use para separar el mineral en categorías, o bien para decidir entre varias posibilidades de acción (enviar al lavadero, enviar a un stock, o enviar a la escombrera).*

El principio económico en que se debe basar la determinación del parámetro de corte, y la consiguiente selección del mineral, es la optimización del resultado económico de la operación completa, a lo largo del total de años de vida de la mina. La teoría nos enseña que esa optimización deberá hacerse sobre el valor actualizado de los beneficios futuros; esto es la selección debe ser tal que se maximice el V.A.N. En este principio concuerdan diversos autores, como K.F.Lane(1988), Taylor(1972), Pasieka y Sotirow(1985), Joly(1983), y recientemente Gallego(1991).

Según esto, se establece que la *ley de corte óptima*, es aquella para la que se maximiza el VAN. Y la *ley de corte de planificación o de diseño*, será aquella ley mínima para la cual el VAN de la operación es igual a cero.

Ahora bien, el proceso minero se desarrolla siguiendo sucesivas etapas, a lo largo de las cuales los costes que lastran a los minerales se van reduciendo progresivamente, de manera que, de acuerdo con Joly(1983), a cada etapa le corresponden unos costes *pasados* y unos costes *residuales*. De acuerdo con ello, son necesarios distintos tipos de leyes de corte : Una primera *ley mínima*, cubriendo la totalidad de los costes, de capital y de operación, fijos y variables, que sería válida para la definición del proyecto total (*l.de c.de diseño*), y después otras *leyes marginales*, cubriendo sólo los costes residuales correspondientes a las sucesivas etapas del proyecto (*l.de c.de operación*).

Por tanto una óptima aplicación de la ley de corte, debería contemplar el hecho de que materiales que al principio del proyecto no son mineral, en etapas posteriores del mismo ya pueden considerarse como tal, y cuyo aprovechamiento equivale a un rebaje progresivo de la ley de corte inicial a lo largo de la vida de la mina.

La maximización económica, exige que se exploten previamente los minerales más ricos, por encima del parámetro de corte inicial o de diseño, por lo que los demás materiales, comprendidos entre la ley de corte inicial y final, esto es los *marginales*, deberán ser almacenados, siempre que no sean muy alterables, a la espera de su tratamiento en una etapa posterior. Salvo, naturalmente, que la no disponibilidad de mineral rico suficiente, justifique su tratamiento inmediato para saturar la capacidad del lavadero.

Por otra parte, las empresas pueden tener objetivos económicos temporales y concretos, distintos del principio económico antes señalado. Todo ello ha conducido a la utilización de las numerosas acepciones de la ley de corte, como las siguientes:

- *Ley de corte Anual o de Programa de Trabajo*: La ley de corte necesaria para cumplir los objetivos económicos de un plan anual.

- *Ley de corte de Breakeven*: Ley de corte que daría un Cash flow anual igual a cero; es decir que generaría unos ingresos iguales a los gastos totales del año (incluidos gastos fijos y variables, gastos de capital, impuestos,...)

2.3.2 - El Role: Generalización del parámetro de corte para depósitos polimetálicos

En el caso más general, esto es un depósito polimetálico y de características mineralógico-mineralúrgicas variables a lo largo del mismo, cada bloque o panel del mismo vendrá definido por las leyes y los rendimientos metal de los distintos elementos valorizables. Por ejemplo en el caso de los depósitos de la Sierra de Cartagena, son 8 las variables que intervienen en la valoración del bloque: LPb y ρ_{Pb} , LZn y ρ_{Zn} , LAg y ρ_{Ag} , LS y ρ_S .

Para poder realizar una selección de bloques en función de su valor económico, se ha recurrido a la creación de un parámetro que sintetiza las leyes y rendimientos de los n elementos valorizables, en uno sólo de ellos (Gallego y Manteca, 1982). A este parámetro se le ha llamado *Role* (ρ .ley) y se define como la *ley recuperable equivalente en relación a uno de los elementos*. Se suele tomar como elemento de referencia, el de importancia económica dominante.

En los yacimientos polimetálicos de Sierra de Cartagena, donde este parámetro ha tenido su origen, el Role es tradicionalmente *la ley equivalente Pb recuperable*.

$$Role = \sum K_{i/Pb} \times L_i \times \rho_i$$

siendo $i = Pb, Zn, Ag, S, \text{etc.}$; y $K_{i/Pb}$ la constante de equivalencia del elemento i en relación al Pb.

El valor del "punto role" equivale por tanto al valor del "punto Plomo":

$$V.P.R. = V.P.Pb = (0.95 \times LPb / 100 \times Q - GF) / L Pb$$

De donde el valor de una tonelada de Todo Uno será:

$$V_t = Role \times V.P.Pb$$

Y el Role de corte: $R_c = P.Coste / V.P.R.$

2.3.3 - Estrategia de la Ley de corte

Como se ha visto, el parámetro de corte dependerá de la cotización de los metales, fuertemente fluctuantes en el tiempo, por lo que en principio, éste deberá ser actualizado periódicamente, para adaptarse a tales fluctuaciones, y consecuentemente ajustar las reservas.

La forma de reaccionar, en términos de leyes de corte, ante esas variaciones de cotización, varía en la práctica según los planteamientos económicos de las empresas mineras, y obedecerá a una de las dos opciones siguientes:

a- Ante el aumento o disminución del precio del metal, variación de la ley de corte en el sentido contrario: Es decir frente a una época de alta cotización, bajar la ley de corte, aprovechando así minerales que normalmente serían inexplotables; y consecuentemente ante una época de baja, subir la ley de corte para mantener beneficios.

b- Ante el aumento o disminución del precio del metal, variación de la ley de corte en el mismo sentido: En épocas de alta cotización, subir la ley de corte, para tratar los minerales más ricos y obtener el máximo aprovechamiento de los altos precios; análogamente, en épocas de baja, bajar la ley de corte, a fin de preservar el mineral más rico.

La primera opción es la que cuenta con más tradición y la que proporciona unos resultados anuales más regulares. Sin embargo a efectos del VAN total de la operación, la segunda opción es netamente mejor, como se demuestra analíticamente, mediante simulaciones (Taylor,1972, Pasieka y Sotirow,1985).

Es decir, se comprueba que, siempre que el volumen total de reservas a tratar sea el mismo, si $l_1 > l_2$ son leyes medias por encima de sendas leyes de corte, y $P_1 > P_2$ son precios del metal, se cumple la siguiente desigualdad:

$$l_1.P_1 + l_2.P_2 > l_2.P_1 + l_1.P_2$$

En la práctica sin embargo suele haber una limitación importante para esta estrategia, que es la disponibilidad de mineral. Esta disponibilidad viene definida por la cantidad de mineral descubierto o "a la vista" en un momento dado, frente a la capacidad de tratamiento

del Lavadero, y se expresa normalmente en meses. Cuando tal índice de disponibilidad es alto y de tendencia creciente, es cuando únicamente se puede aplicar la citada política.

En una línea diferente a las dos opciones antes contempladas, A. Gallego (1991), propone en su tesis, una ley de corte, constante y optimizada, tal que el correspondiente VAN siga siendo un óptimo relativo ante las fluctuaciones de cotización.

El modelo propuesto para tal optimización, calcula el VAN para cada intervalo posible de ley de corte, obteniendo una tabla de los correspondientes valores para cada uno de los diseños de corta posibles en estudio (cada diseño caracterizado por sus curvas t/l_c y t/l_m). A partir del análisis de dichas tablas resulta inmediata la determinación de la solución óptima, relativa tanto a la ley de corte como al diseño de corta.

Dicho modelo permite comprobar la validez de la optimización, ya que al variar las cotizaciones, el VAN superior sigue correspondiendo a la ley de corte seleccionada.

Esta optimización se refiere a la ley de corte de diseño, asumiendo que dicho valor permanece fijo a lo largo del Proyecto. Sin embargo, si se toma dicha Ley como valor medio para el total de la vida de la mina, pero a nivel del medio plazo se va adaptando a las fluctuaciones cíclicas de las cotizaciones, en la línea señalada anteriormente, se conseguirá una mejora adicional del VAN.

Por otra parte, cabe señalar, que si bien esta opción presupone que los límites de corta son definitivos, en un caso más general, cambios de precios, costes o cotizaciones, lo suficientemente importantes, empujarán a ampliar o reducir el diseño de corta inicial, y con ello a una redefinición del parámetro de corte óptimo.

En efecto, dadas varias fosas encajantes posibles, cada una tendrá su particular ley de corte óptima. Así el paso del diseño **A** a un diseño más amplio **B**, envolvente del primero, conllevará normalmente la adopción de una ley de corte más baja, para la que se optimizará el VAN del nuevo proyecto.

2.3.3.1 - El caso de los minerales marginales y su estrategia

Se entiende por marginales, aquellos minerales, contenidos dentro de los límites del proyecto y forzados a ser extraídos, y estando por debajo de la ley de corte, tienen un metal recuperable cuyo valor es superior al coste residual de su procesamiento como mineral, y cuyo tratamiento va a permitir en consecuencia alargar la vida de la mina.

Se ha señalado en apartados anteriores, que la óptima aplicación de la ley de corte, conlleva un rebaje progresivo de ésta a medida que avanza la vida de la mina, lo que implica que materiales que inicialmente no eran mineral, al final de la vida de la mina sí puedan considerarse como tales. En este sentido Lane(1988) da una definición más generalista de los marginales "*aquellos materiales de ley comprendida entre la ley de corte inicial y la ley de corte final*".

En principio, su tratamiento sólo está económicamente justificado si se postpone al de los minerales propiamente dichos o "ricos". La optimización económica nos impone retrasar el tratamiento de los marginales al final del proyecto, para lo cual se debe establecer la oportuna política de almacenamiento.

Sin embargo, en la práctica normal de la minería, la falta de disponibilidad de mineral preparado es algo muy frecuente; ya sea por problemas técnicos de explotación, caídas de taludes, inundaciones, etc., o bien por las propias discontinuidades geológicas del cuerpo mineralizado. Por tanto para poder saturar la capacidad del lavadero, es bastante habitual el recurrir, tanto en las decisiones "día a día", como en los planes a corto plazo, al tratamiento de una cierta proporción, a veces importante, de mineral marginal, procedentes bien directamente de los frentes de explotación, o bien del correspondiente stock.

Respecto al almacenamiento de estos materiales, será crítico el aspecto de su alterabilidad. Esta, como es lógico, dependerá de su mineralogía, de las características de la roca encajante, y del clima. En el caso de mineralizaciones de sulfuros, la alteración influirá tanto más cuanto mayor sea el contenido en pirita.

Es posible prever experimentalmente este efecto de alteración, sobre unas muestras piloto, de características representativas, tanto en ley como en granulometría, de los minerales marginales. Sobre dicha muestra, bien homogeneizada, dejada a la intemperie, se van

haciendo ensayos mineralúrgicos periódicos. Ello nos permitirá analizar la degradación del material en función del tiempo, y por tanto estimar el tiempo máximo de almacenamiento que puede admitir, antes de que su tratamiento en la planta sea inviable. En la figura 2.30 se presenta un ejemplo de este tipo de estudios.

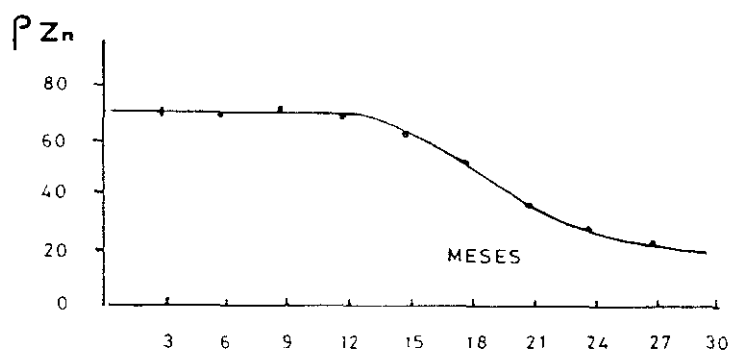


Figura 2.30 Cantera *Sultana*: Medida de la degradación de mineral de blenda, marginal, almacenado a la intemperie.

2.3.4 - Sensibilidad de las Reservas a las variaciones del Parámetro de Corte

La incidencia de un parámetro de corte, sobre la recuperación de reservas de un yacimiento, sólo se puede contemplar en base a la correspondiente distribución de frecuencias de leyes, o curva tonelaje-ley, siempre que ésta esté referida a un soporte físico equivalente al del bloque de explotación.

Queda bien entendido que no es válida la aplicación de una ley de corte sobre la curva de frecuencias de las muestras puntuales (caso de los testigos de sondeo), ya que ésta no da una correcta representación de la distribución de leyes de los bloques, debido a la ya citada relación entre varianza de dispersión y volumen (relación de Krige) y debido a ello su aplicación conllevaría siempre importantes sesgos de la estimación:

- sobreestimación de los tonelajes relativos de leyes extremas, ricas y pobres, cuando la ley de corte se sitúe bajo uno de los extremos de la curva.

- subestimación del tonelaje de las leyes centrales, cuando la ley de corte se sitúe en las proximidades de la media.

Mediante la curva tonelaje-ley, propiamente dicha o de bloques, se determinarán las proporciones de mineral seleccionado y rechazado al aplicar una cierta ley de corte, así como la relación entre las variaciones de ley de corte y de la ley media residual correspondiente por encima de aquella.

La curva t/l , como ya se señaló anteriormente, sigue aproximadamente una función lognormal y una propiedad derivada de este comportamiento, es la existencia de una relación lineal entre la ley media por encima de las leyes de corte y dichas leyes de corte, para todos los valores posibles de ésta por encima de la mediana.

Es decir, la ley media residual es siempre superior a la ley de corte en un valor constante para cada depósito mineral (Taylor, 1972, Marechal, 1972).

$$m = L_c + \beta$$

esta igualdad se deduce a partir de la ley de Lasky ($m = \alpha - \beta \cdot \log T$)

En general la incidencia de una ley de corte sobre una distribución de frecuencias de leyes dada, va a depender mucho de la posición geométrica relativa de ambas: Por ejemplo, para una cierta curva de frecuencias, más o menos asimétrica, si la ley de corte se sitúa por debajo de la moda, es obvio que la mayor parte del depósito está por encima de dicha ley, y el tonelaje afectado por pequeñas variaciones de ésta, será pequeño.

En cambio, si para el mismo histograma, la ley de corte se sitúa alrededor de la media o por encima de ella, pequeñas variaciones de ésta, afectarán de forma muy importante a las reservas.

2.3.5 - Explotación de las curvas Tonelaje-Ley y su validez

A partir de los histogramas de leyes estimadas, se obtienen dos tipos principales de curvas, orientadas al estudio de las reservas recuperables: La curva tonelaje-ley de corte y la curva ley de corte-ley media (figura 2.31).

La curva tonelaje-ley de corte es una función $T(L_c)$ decreciente de L_c , que expresa el porcentaje de bloques, o recursos "in situ", por encima de cada posible ley de corte. La curva ley media-ley de corte es una función $m(L_c)$ creciente de L_c que expresa la ley media de los bloques retenidos por encima de cada ley de corte.

Esta última se suele sustituir en la práctica por la curva tonelaje-ley media, que se podría definir como una función $m/T(L_c)$, decreciente de $T(L_c)$, que expresa igualmente, la ley media de los bloques retenidos por encima de cada ley de corte. En la figura 2.32 se muestra un ejemplo de esta última curva, referida al *role* (curva tonelaje-role medio).

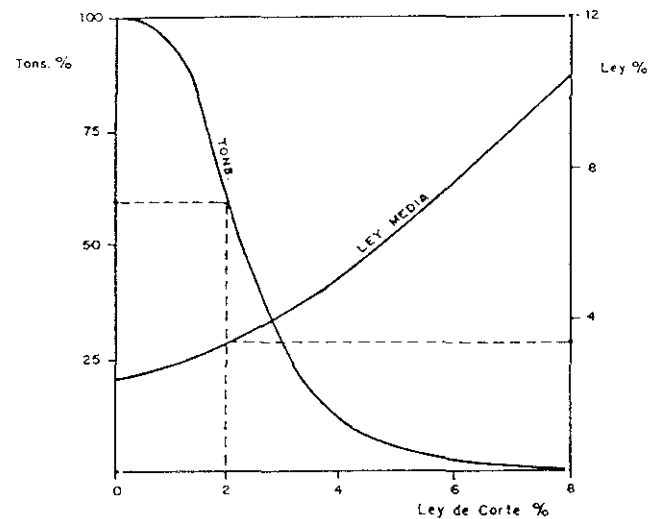


Figura 2.31
Las curvas Tonelaje-Ley

Estas curvas, elaboradas en base a los valores estimados, son a su vez estimadores $T^*(L_c)$, $m^*(L_c)$, de las verdaderas funciones de tonelaje-ley del yacimiento.

las verdaderas, sólo se podrán determinar en realidad, para las partes del yacimiento ya explotadas, o con el control de leyes ya realizado, donde consideramos que se conocen las leyes verdaderas de los bloques. Las curvas así construidas, sobre valores verdaderos conocidos, se pueden luego extrapolar al resto del depósito, siempre que la muestra sea suficientemente representativa.

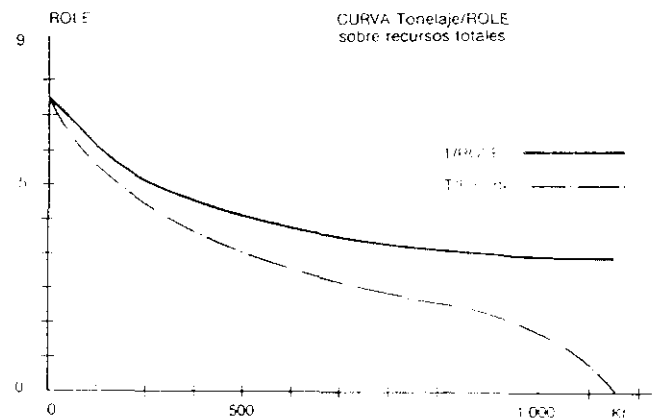


Figura 2.32 Curvas tonelaje/role de corte y tonelaje/role medio (corta Los Blancos II)

Por tanto las previsiones hechas a partir de aquéllas, sobre recuperación de reservas y la riqueza de éstas, al aplicar las distintas leyes de corte, siempre tendrán una **desviación** frente a los verdaderos resultados industriales.

La importancia de esas desviaciones vendrá dada por los siguientes factores:

- **El método o técnica de estimación.** Se comprueba sobre los depósitos ya explotados y conocidos, la importancia de las desviaciones según la técnica empleada para la extensión de las leyes de los sondeos a los bloques, y cómo, si bien todas ellas **suavizan** la realidad (el tonelaje de mineral recuperado realmente es menor y su ley mayor), es la del krigage la que conlleva unas desviaciones menos importantes comparativamente, y además en el sentido conservador: El valor neto del mineral recuperado es algo superior al del previsto. En la figura 2.33, tenemos un ejemplo de este efecto. No ocurre así con otros métodos, que pueden llevar a sobreestimaciones nefastas.

- **La diferencia de soporte** entre los bloques de estimación y los bloques de explotación más pequeños. Cuanto mayor sea esa diferencia, menor será la validez de las previsiones.

- **la diferencia de densidad de información** disponible entre la fase de Proyecto y la de Explotación, esta última mucho más rica gracias al control de leyes. A mayor diferencia, más se alejará la selectividad real del mineral, de la prevista sobre el modelo. La previsiones basadas en el control de leyes, dan siempre menor tonelaje y mayor ley que las basadas en el modelo de bloques krigeados, aún en el caso de que el tamaño de los bloques en uno y otro caso fuera el mismo.

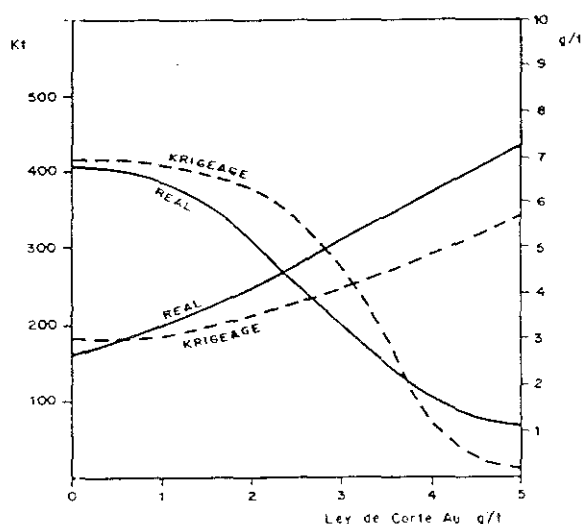


Fig. 2.33 Efecto de dilución o suavizado de las reservas, debido al Krigage, en un depósito de Au (tomado de Agbert, 1987).

Es preciso señalar que las previsiones de C. de L. también presentan desviaciones frente a los resultados reales. La experiencia nos enseña que los resultados están comprendidos entre las previsiones basadas en el modelo inicial (Proyecto) y las del modelo final (Control de Leyes). Ver a este respecto los apartados 5.3.3 y 5.3.4 del capítulo 5.

Si no se hiciera control de leyes, y la explotación se realizara en base al mismo soporte de la estimación, siguiendo fielmente el modelo de bloques krigeados, obtendríamos evidentemente el mismo tonelaje que el previsto, pero la ley recuperada sería menor, de donde los resultados económicos, serían claramente inferiores a los previstos.

En resumen, las previsiones hechas en base a un modelo de bloques krigeados, son

En resumen, las previsiones hechas en base a un modelo de bloques krigeado, son **conservadoras**, en relación con los futuros resultados económicos a obtener en base a un Control de leyes y la correspondiente explotación selectiva, lo cual satisface a la dirección de las compañías mineras, que tienen que dar luz verde a un proyecto de explotación.

No obstante, es factible técnicamente, analizar o preveer la configuración final de las curvas t/l en el momento de la explotación, y sobre un soporte cualquiera, a fin de implementar las previsiones en algunos aspectos, como política de selectividad, configuración óptima del bloque de explotación, análisis de la repercusión de las leyes de corte, etc. Estos aspectos cuyo conocimiento anticipado puede ser de mucho interés para ciertos tipos de explotación.

Para obtener tales curvas t/l , se puede emplear la técnica geoestadística de la *simulación condicional*. Con ella se simulan los valores puntuales de la futura malla de control de leyes, para posteriormente simular los valores sobre un soporte correspondiente al tamaño de los bloques de la futura explotación.

La técnica de la simulación, se basa en la transformación de los valores experimentales en una distribución de Gauss (anamorfosis Gaussiana), de tal forma que la variable transformada o "normalizada", tenga igual distribución de frecuencias e igual variograma, que la original. Las variables así "normalizadas" son tratadas después geostatísticamente. Para esta transformación de una distribución en otra, existen varios métodos, como la anamorfosis gráfica o "método de Monte Carlo" que se describen en Chica-Olmo(1987).

3 - PROCESO DE ESTIMACION DE RESERVAS:
MODELIZACION DEL DEPOSITO MINERAL

3 - *EL PROCESO DE ESTIMACIÓN DE RESERVAS: MODELIZACION DEL DEPOSITO MINERAL*

3.1 - Bases generales de la estimación

La problemática de la estimación de reservas, se plantea ya desde la propia definición del término **reservas**, como un concepto dinámico, dependiente de las condiciones del momento. Son reservas: "*aquellos recursos minerales susceptibles de un aprovechamiento industrial rentable*". El término de **recursos**, se aplica a toda acumulación mineral, potencialmente beneficiable, sin prejuzgar su rentabilidad.

Por otra parte, los depósitos minerales rara vez son explotables en su totalidad, si no que, por razones económicas, sólo lo será una fracción mayor o menor del mismo; aquella cuyo valor metal contenido, esté por encima del "parámetro de corte" establecido previamente y que constituye las llamadas "reservas recuperables".

Por tanto, un factor importante de la rentabilidad de un yacimiento, es la posibilidad de selectividad que éste ofrezca. Pero conocer de antemano tal posibilidad, exige un profundo conocimiento de sus parámetros intrínsecos, principalmente leyes y rendimientos metal, así como de su dispersión o reparto espacial dentro del depósito.

Frente a ello, el principal problema de partida, cuando se acomete una estimación, es que la información experimental disponible, proporcionada por la campaña de sondeos, es siempre muy parcial.

La evaluación minera o valoración económica de un depósito mineral, consta de dos aspectos principales : La estimación de reservas y el estudio de viabilidad.

Estimación : Consiste en definir con un determinado grado de precisión, los diferentes parámetros del depósito mineral, y no sólo sus valores medios o globales, sino los particularizados para cualquier fracción o volumen parcial del mismo. Se corresponde en la bibliografía en inglés con el término *mineral appraisal*.

Estudio de Viabilidad : Consiste en el oportuno análisis económico para determinar si, para ciertas condiciones, la explotación del depósito mineral sería rentable, cual sería su tasa de rentabilidad, el tiempo de amortización de la inversión, etc. Se corresponde con el término en inglés de *feasibility*.

El presente trabajo se centrará en la etapa de Estimación, que se basará en la definición del depósito mineral, que es competencia normal del geólogo. Esa definición no se limitará a un modelo geológico o morfológico, si no que en último término tendrá su expresión en un modelo tridimensional de bloques, caracterizados individualmente , esto es un modelo numérico.

La cuantificación de un depósito mineral requiere la determinación de aquellos parámetros intrínsecos del mismo, que condicionarán su posible rentabilidad : Morfología del cuerpo mineralizado, masa del mismo (M), cantidad de metal contenido (Q), expresión mineralógica (rendimiento metal ρ_M), ley media ($x_m = Q/M$), dispersión de las leyes (σ_x^2 , σ_x/x_m), su distribución de frecuencias ($F(x)$), y la estructura de la variabilidad espacial o función variograma($\gamma(h)$).

La base de todo proceso de estimación es la extensión de un limitado número de valores experimentales, correspondientes a soportes casi puntuales,(muestras), a cuerpos tridimensionales,(bloques), para así llegar a determinar, por integración de los mismos, los valores correspondientes al total del cuerpo mineralizado. Por otra parte, toda extensión lleva implícito cierto error, de forma que estimaciones y errores, son términos emparejados. El mejor método de estimación será, naturalmente, aquél que implique un error mínimo.

3.1.1 - Definición de las condiciones que debe cumplir una buena estimación

La condición de error mínimo, implica en primer lugar dos exigencias:

1- No existencia de sesgo (estimación centrada)

Sea ϵ el error cometido al estimar la variable Z_i , mediante su estimador Z_i^* :

$\epsilon = Z_i - Z_i^*$. Se debe cumplir que $E[Z_i - Z_i^*] = 0$; es decir, $E(Z_i) = E(Z_i^*)$

2- Mínima dispersión de los errores parciales (varianza de estimación mínima)

$$\sigma_E^2 = E[Z_i - Z_i^*]^2 = \text{MÍNIMO}$$

Una tercera condición fundamental que debe de cumplir un óptimo método de estimación, es que la dispersión de los valores estimados para los bloques, se acerque lo mas posible a la dispersión de los valores reales desconocidos. Para ello su varianza de dispersión debe ser máxima:

$$D_{v/v}^2 = E[Z_i^* - m]^2 = \text{MÁXIMO}$$

Con ello se consigue que el efecto de *alisado*, o suavizado de la dispersión real de valores, introducido por todo proceso de interpolación, sea mínimo. Esta tercera condición está directamente ligada a la segunda, como se expresa en la llamada relación de Krige: *La dispersión de los valores estimados es igual a la de los valores reales menos la dispersión de los errores* (figura 3.1).

Una buena comprensión de estos conceptos de *varianza de estimación* y *varianza de dispersión*, y de su repercusión sobre la calidad de las estimaciones, requiere la referencia al término de *soporte*, ya definido en el capítulo anterior. Se entiende por soporte de la estimación, el volumen unitario objeto de la extensión o estimación. Este soporte o módulo de estimación, normalmente será un volumen múltiplo del módulo de explotación, esto es del volumen unitario objeto de la selectividad en la práctica. Así, por ejemplo, en la corta *Brunita*, el soporte de estimación era el bloque de 20 x 20 x 5, y el soporte o módulo de explotación era el bloque de 10 x 10 x 5, cuatro veces menor.

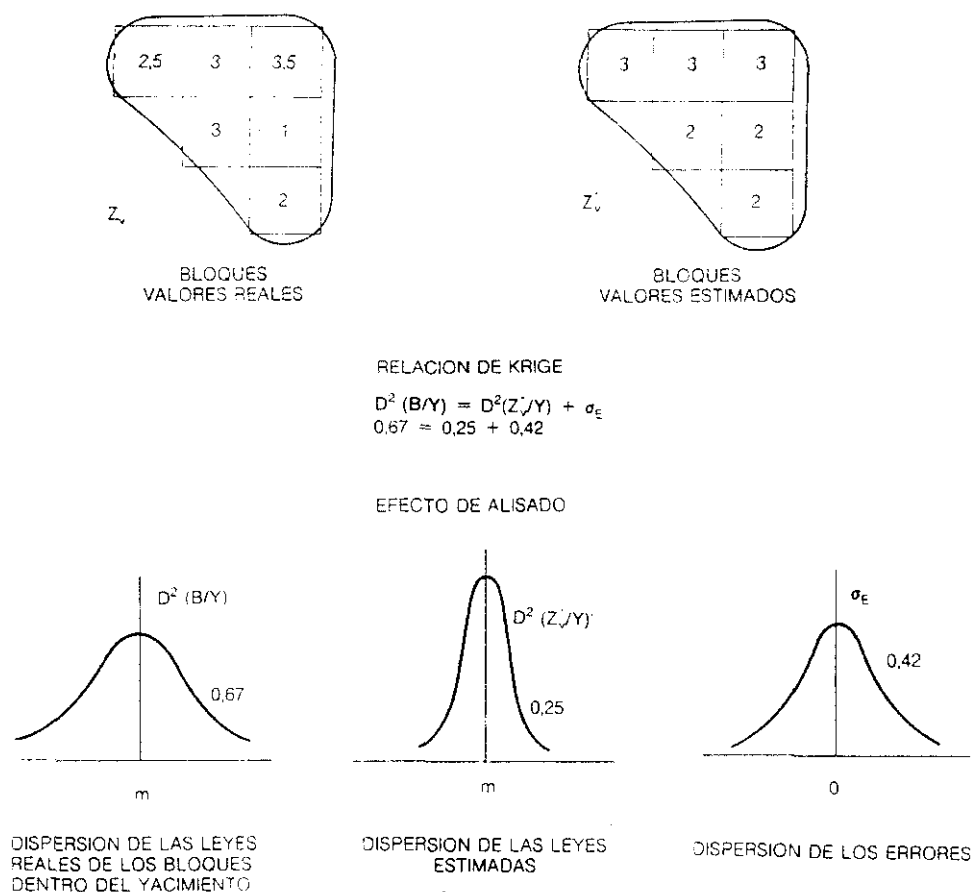


Figura 3.1 Relación entre la dispersión de los valores reales y la de los valores estimados. El efecto de alisado.

El estudio de viabilidad minera, se apoyará en las leyes estimadas de esos bloques elementales. Pasar de las leyes experimentales de los testigos de sondeo, a las leyes estimadas de los bloques, es un cambio de soporte, que se resuelve mediante los procesos de *regularización* y *krigeaje*, que serán desarrollados más adelante.

Tanto la varianza de dispersión $D^2_{v/v}$, como la varianza de estimación σ^2_E , dependerán del soporte elegido. Se trata de la relación inversa, ya señalada, existente entre el valor de las varianzas y las dimensiones del soporte. Figuras 3.2 y 3.3. La figura 3.3, se ha construido a partir de los datos del control de leyes, en cantera *San Valentín*, asignándolos a tres tamaños de soporte: bloques de 10x10x10, conteniendo 4 sondeos, bloques de 10x5x10, conteniendo 2 sondeos, y bloques de 5x5x10, con un sondeo.

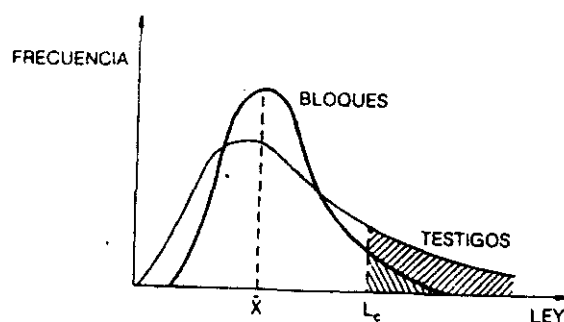


Figura 3.2 Dispersión de valores versus dimensiones del soporte

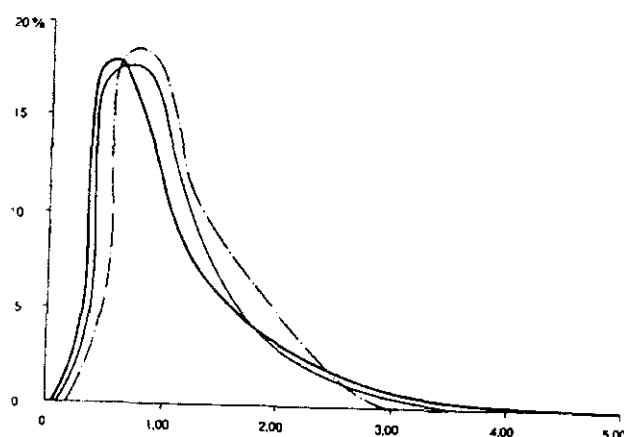


Figura 3.3 *Cantera San Valentín*: Histogramas experimentales de frecuencias de leyes de Pb para distintos soportes (10x10, 10x5, 5x5)

3.1.2 - El error de la estimación : sus factores y su repercusión práctica

Los valores estimados (sobre los que se toman las decisiones mineras) poseen una menor dispersión que los valores reales, es decir, se presentan "suavizados". La importancia del error, será una consecuencia de la técnica de estimación empleada y de la densidad y representatividad de la información experimental disponible, frente a las características geológicas del yacimiento.

La densidad de información o relación número (volumen) de muestras frente al

volumen del soporte o bloque a estimar, estará naturalmente en relación directa con la calidad de la estimación.

En cuanto a las características geológicas del yacimiento, son lo que en definitiva más va a condicionar la estimación. Así el grado de regularidad geométrica, de continuidad de la mineralización, de homogeneidad de la paragénesis, etc, determinará en gran medida el grado de validez o fiabilidad del método de estimación empleado. En particular, refiriéndonos a las leyes, cuanto mayor sea la continuidad de éstas, menor será la varianza de la estimación.

Los errores de estimación en el caso de puesta en explotación del yacimiento, tienen una repercusión práctica muy concreta: Pérdidas de mineral en unos casos, ensuciamiento o *dilución* del mismo en otros. En efecto, dado que las leyes estimadas no van a coincidir con las reales, y que las decisiones de actuación se toman en base a las primeras, tendremos siempre un mayor o menor grado de pérdidas y de dilución lo cual económicamente es nefasto.

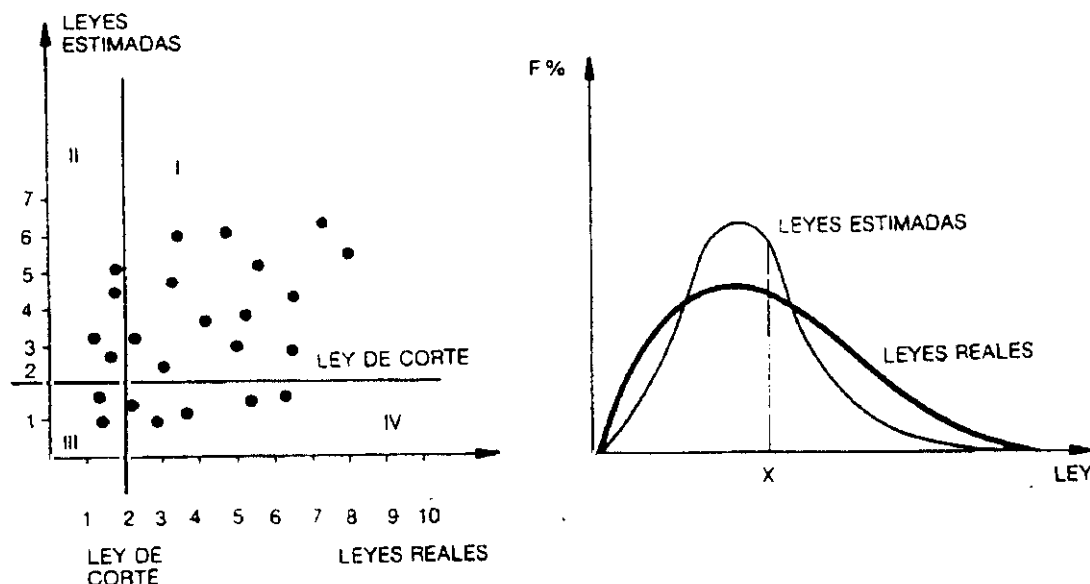


Figura 3.4 Repercusión de los errores de estimación, al aplicar una ley de corte sobre valores estimados: pérdidas y dilución del mineral

La figura 3.4 nos permite observar este doble efecto. En el gráfico se han representado, mediante puntos, un conjunto de bloques, en función de sus leyes estimadas (eje X) y de sus leyes verdaderas supuestamente conocidas (eje Y).

Si sobre esos bloques realizamos una selección, en base a una ley de corte, y dado que ésta se aplica sobre las leyes estimadas, observamos que los bloques seleccionados son

los correspondientes a las zonas I y II, rechazándose los de las zonas III y IV . Sin embargo lo correcto hubiera sido seleccionar los de las zonas I y IV , rechazando los de la II y la III. Es decir, no sólo perderíamos los bloques ricos de la zona IV, si no que además diluimos las leyes del resto del mineral al incluir los bloques estériles o muy pobres de la zona II.

3.2 - Clasificación de las técnicas de estimación

La extensión de los valores experimentales al conjunto del cuerpo mineralizado se puede hacer mediante diversas técnicas, que podemos agrupar del siguiente modo:

Técnicas de Estimación	Métodos Geométricos
	Métodos Morfológicos-Geológicos
	Métodos Geomatemáticos

De estas técnicas hay que resaltar los métodos Geomatemáticos, desarrollados especialmente en los últimos 20 años a raíz de la generalización del uso de los ordenadores. No obstante, los otros métodos se siguen empleando también en la actualidad, y dependiendo del carácter geológico del depósito, se pueden obtener buenos resultados con ellos, al menos a nivel de estimación global.

Así, dentro de los métodos Geométricos, el de los *Triángulos* y el de los *Bloques Regulares*, véase la figura 3.5, se utilizan en la práctica, cuando la geología del depósito es muy regular. El método de los *Polígonos* o de *Thiessen*, para el caso de depósitos con estructura isótropa, da resultados muy válidos, muy próximos a los que se obtendrían por krigeage, o incluso más fiables en el caso de un fuerte "efecto de pantalla" (Journel, 1978). Inversamente, cuando la geología o morfología del depósito es muy irregular, y la mineralización está estrechamente controlada por factores geológicos (litológicos o estructurales), serán los métodos Morfológico-geológicos, los que permitan obtener resultados más fiables, y los métodos Geomatemáticos, sólo en la medida en que se apliquen bajo *restricción geológica*.

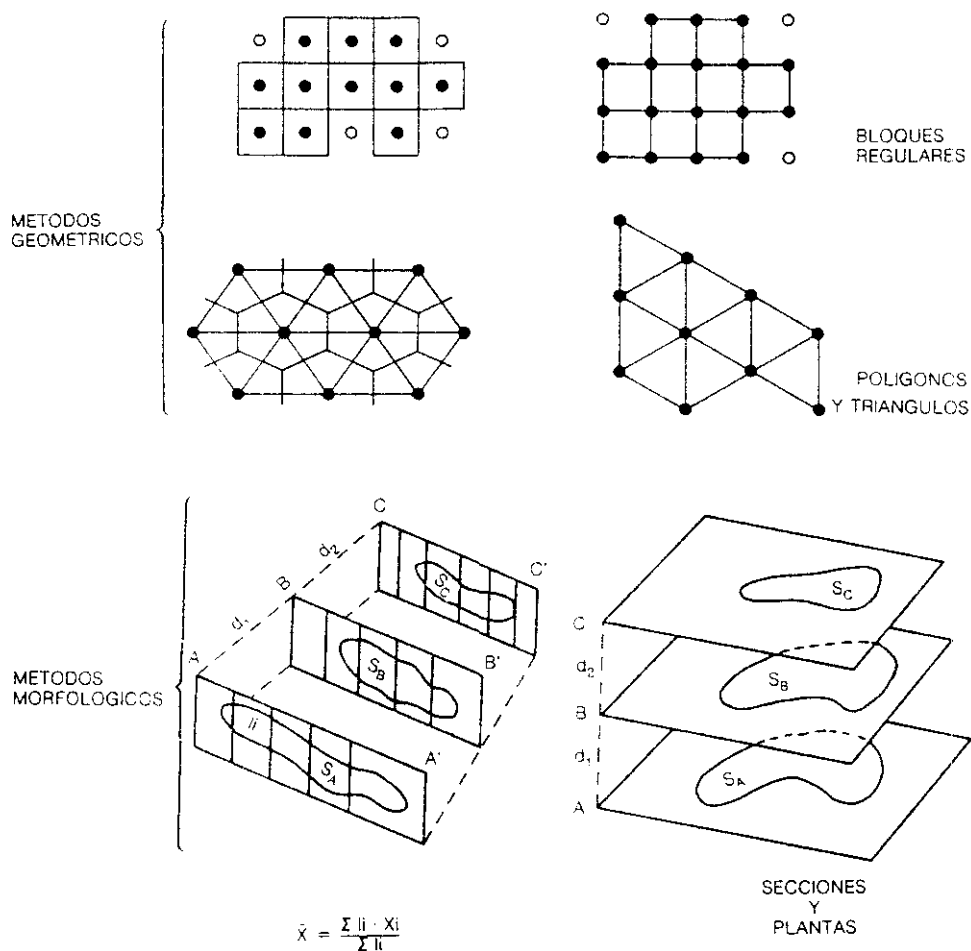


Figura 3.5 Técnicas de estimación: métodos geométricos y métodos morfológicos.

3.2.1 - Los métodos geomatemáticos

Tres son las modalidades principales utilizadas normalmente para la extensión de los valores de las muestras a bloques (fig.3.6):

- **Inversos de las distancias (I.D.)**

$$L_v^* = \frac{\sum 1/d_j \cdot x_i}{\sum 1/d_j}$$

(coeficiente de correlación entre los valores experimentales y los valores ajustados de la superficie polinómica). En general este método suaviza demasiado y no se aplica salvo en casos de presencia de una fuerte "deriva" o gradiente de la mineralización.

3.2.2 - El kriging

De todas las modalidades citadas, el *Kriging* o método geoestadístico, es la técnica más compleja, pero también la más perfecta, ya que tiene en cuenta no sólo las distancias de las muestras al bloque, sino también la situación espacial de aquellas respecto a él, lo cual es especialmente importante si existen marcadas anisotropías en el cuerpo mineralizado.

En el caso más general en minería, consiste en estimar la ley de un bloque Z_v mediante un estimador Z_v^* , resultante de una combinación lineal de los valores puntuales de las muestras Z_i (testigos de sondeo), por un factor de ponderación λ_i .

El cálculo de los ponderadores λ_i , o coeficientes a emplear en la interpolación, que como se acaba de señalar dependerán de la distancia y de las posiciones relativas de informante (muestra), e informado (bloque), se hace en función de la estructura

del reparto metal del yacimiento, previa determinación de dicha estructura, es decir del variograma. Es el único método basado en un análisis estructural previo, y por tanto el que más se va a aproximar a la realidad del fenómeno.

Por otra parte, el kriging es el único método que permite conocer a priori la varianza de los errores que se cometerán en la estimación.

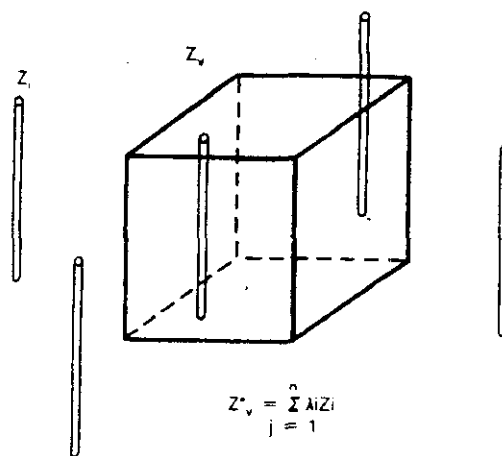


Figura 3.7 El Kriging: La ley estimada del bloque (Z_v^*) resulta de la interpolación de las muestras (Z_i), por un factor λ_i .

- Inversos de los cuadrados de las distancias (I.D².)

$$L_v^* = \frac{\sum 1/d_i^2 \cdot x_i}{\sum 1/d_i^2}$$

- Krigearje (k)

$$L_v^* = \sum \lambda_j \cdot x_i$$

Donde los valores λ_j resultan del sistema de ecuaciones de Krigearje:

$$\begin{cases} \sum \lambda_j \cdot \bar{\gamma}_{ij} + \mu = \sum \bar{\gamma}_{iv} \\ \sum_{j=1}^n \lambda_j = 1 \end{cases}$$

Una cuarta modalidad, de uso más restringido, es la de mapas de tendencias, o trend surface analysis (T.S.A.)

Con el método de I.D. se resaltan las variaciones locales de la mineralización, lo que puede ser de interés en determinados casos. Con el I.D². en cambio, se suavizan los valores puntuales o locales y se resaltan las tendencias o estructuras del fenómeno (factores I.D³. o de orden superior no se suelen utilizar pues suavizan demasiado la realidad).

Este método de los I.D². es muy utilizado, con aceptables resultados. A veces su utilización se hace incluso aplicando criterios geoestadísticos, teniendo en cuenta las anisotropías y la *elipse de alcances*, convirtiéndose entonces en lo que podríamos llamar un *pseudo-krigearje*.

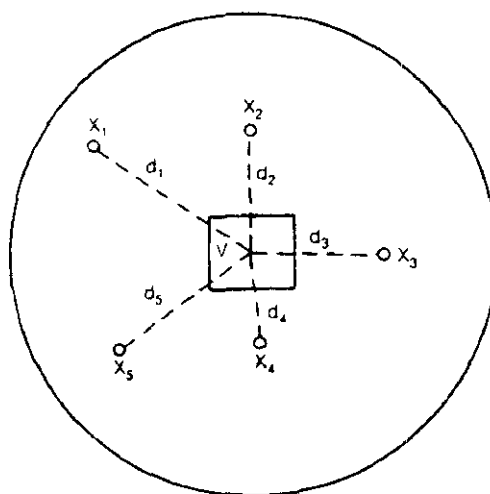


Figura 3.6 Técnicas de extensión de valores de muestras (x_i) a bloques (v): Métodos Geomatemáticos

El método T.S.A. o de mapas de tendencias, está basado en ajustes polinomiales por mínimos cuadrados. En este método, el error de estimación se asocia a la bondad del ajuste

La varianza de los errores o varianza de estimación depende de :

- a- La estructura del yacimiento, función $\gamma(\mathbf{h})$
- b- La geometría del bloque a estimar (\mathbf{V})
- c- La geometría de las muestras (\mathbf{v}) y su posición relativa respecto del bloque (\mathbf{v}, \mathbf{V})

Los citados términos aparecen ligados mediante la siguiente expresión, que es una de las ecuaciones fundamentales en Geoestadística :

$$\sigma_E^2 = 2\bar{\gamma}(\mathbf{v}, \mathbf{V}) - \bar{\gamma}(\mathbf{V}, \mathbf{V}) - \bar{\gamma}(\mathbf{v}, \mathbf{v})$$

Existe también otra expresión para la varianza de estimación que se deduce del sistema de ecuaciones de krigeaje (ver figuras 3.6 y 3.7):

$$\sigma_k^2 = \sum \lambda_i \bar{\gamma}_{i,v} - \bar{\gamma}_{v,v} + \mu$$

Sin embargo, pese a las ventajas del krigeaje, tiene el problema ya mencionado, como los demás métodos geomatemáticos, de que suaviza la variabilidad real del fenómeno, en tanta mayor cuantía, cuanto mayor sea la varianza de krigeaje.

En efecto, varianza de dispersión y varianza de estimación, están ligadas, como ya se señaló anteriormente por la llamada relación de Krige:

$$D_{(v|V)}^2 = D_{(v^*/V)}^2 + \sigma_k^2$$

La varianza de dispersión de los valores reales es igual a la varianza de dispersión de los valores estimados, más la varianza de krigeaje.

Este tipo de estimación, sin embargo, es insuficiente para informar sobre ciertos aspectos del depósito : Variabilidad real de las leyes, reservas recuperables para diferentes módulos de explotación...etc.

Para responder a estas cuestiones, de gran interés práctico, se requiere la creación de otro modelo, basado en la técnica de la *Simulación Condicional*. Dicho modelo ofrece una representación en bloques del yacimiento, cuyos valores simulados no coinciden con los reales, pero cuya dispersión $D_{v|V}^2$ y la estructura de su reparto espacial $\gamma(\mathbf{h})$, sí coinciden con las de los valores reales.

El modelo simulado permite pronosticar, por ejemplo, la repercusión de las diversas variantes del método de explotación, sobre la recuperación de reservas, fluctuaciones de ley de entrada al lavadero etc.

3.3 - Sistemática del proceso de estimación de reservas

El conjunto de operaciones que constituyen una estimación de reservas, se puede desglosar en cuatro etapas :

A - Preparación, edición y análisis de los datos experimentales (valores campaña de sondeos)

*B - Regularización de los datos (compositing) según un "soporte" determinado.
Análisis de los datos regularizados.*

C - Discretización y modelización del cuerpo mineralizado : Construcción del modelo de bloques y estimación de éstos según la oportuna técnica de extensión.

D - Elección parámetros de corte, diseños de corta, estimación y clasificación de las correspondientes reservas y selección de corta óptima.

Estas cuatro fases son muy generales, y aplicables a cualquier yacimiento, siendo seguidas normalmente en todo proceso de estimación de reservas. Sobre esta base general se desarrollan después diferentes modalidades de operación, según las diferentes empresas y centros especializados.

En ciertos casos se añade una 5ª etapa E: Simulación Condicional

E - Construcción de un modelo numérico adicional, de valores simulados, y cálculo de las reservas recuperables bajo diversas restricciones geométricas o diferentes técnicas de explotación.

Estas etapas son lógicamente secuenciales, y constan de numerosos procesos. En la figura 3.8, se presenta el organigrama del esquema secuencial lógico para el desarrollo del proceso de estimación, y que desarrollaremos en los párrafos siguientes.

3.3.1 - Creación de la base de datos o fichero básico

Los resultados de la campaña de sondeos, se introducen en el ordenador, siendo almacenados en un fichero base. La información registrada para cada sondeo incluye:

Datos topográficos y de identificación:

Coordenadas X,Y,Z del sondeo
Número de identificación; código malla y zona
Fecha de realización; máquina empleada
Concesión minera en que se ubica

Datos de cada maniobra o grupo de maniobras:

Cotas de principio y fin de maniobra
Ángulo de acimut e inclinación (caso de sondeos no verticales)
Leyes de los distintos elementos valorizables
Recuperaciones mineralúrgicas previstas
Descripción geológica
Código geológico
Recuperación de testigo

Otros datos



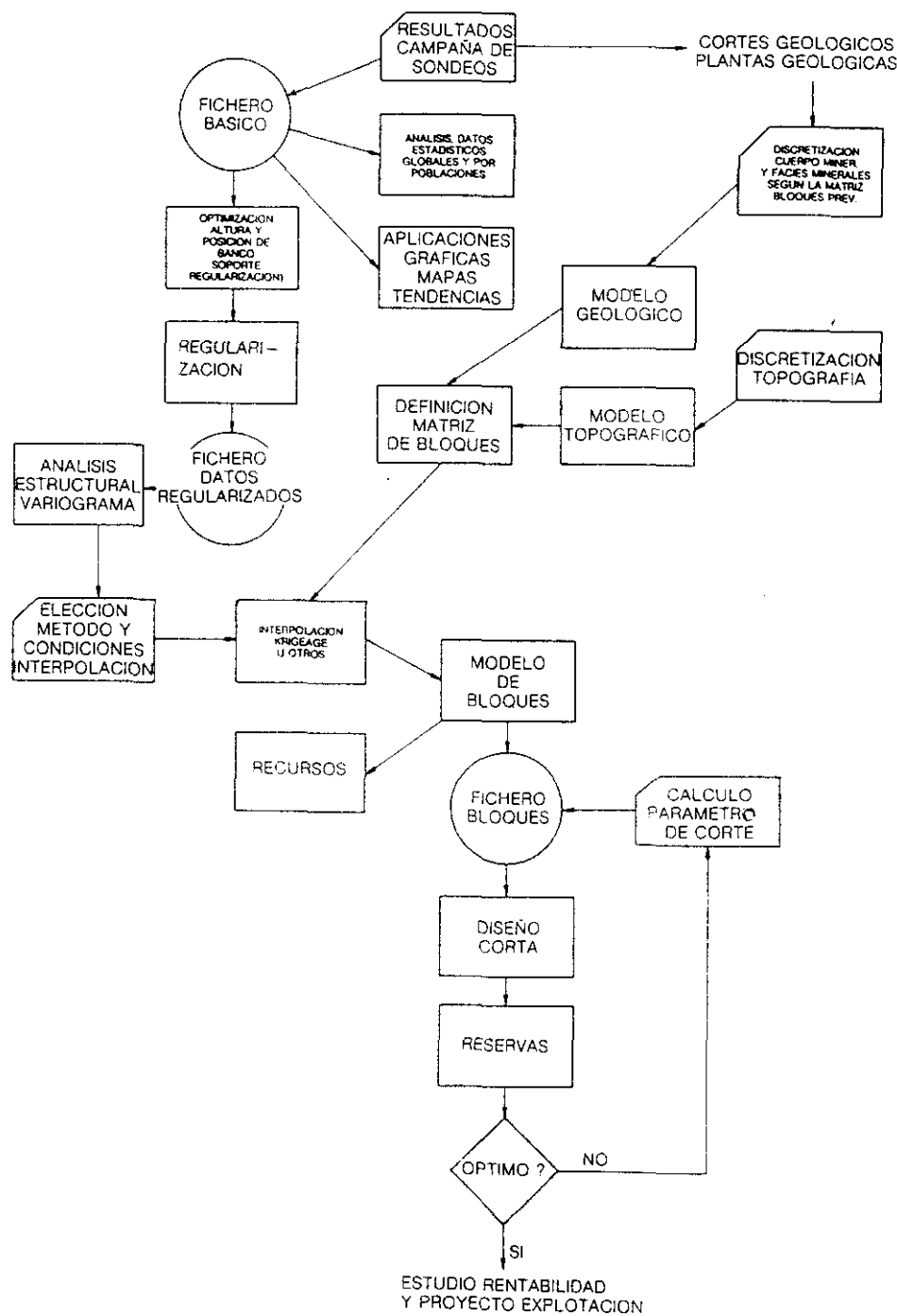


Figura 3.8 Ordinograma del proceso de estimación de reservas (Gallego, García, Manteca, 1988)

3.3.2 - Depuración de la base de datos

La depuración de la base de datos supone localizar y corregir errores en los datos introducidos. Esta etapa es siempre necesaria, a pesar de que los programas informáticos que facilitan la introducción de los datos incorporan una serie de rutinas de detección de errores.

Consiste en una revisión, sondeo por sondeo y maniobra por maniobra, a fin de detectar errores tales como : Repetición de maniobras, o al contrario, falta de alguna de ellas; transposición de datos de leyes, o asignación incorrecta de las leyes de un elemento a otro; errores debidos al cambio de la coma en las cifras decimales de las leyes (un 1,55% puede ser transcrito erróneamente como un 15,5%).

Respecto al último punto, un listado de todos los valores de leyes altos, por ejemplo superiores al 10%, para verificar su correcta imputación, suele ser muy útil. También es importante para la detección de errores, la comparación entre el código geológico de las maniobras y los correspondientes valores de leyes, en busca de incoherencias: Maniobras descritas como vacíos, que sin embargo tienen leyes; minerales descritos como oxidados, que sin embargo tienen asignados alto rendimiento metal; minerales descritos como ricos y que sin embargo presentan leyes muy bajas ... etc.

Son también frecuentes los errores en la transcripción de las coordenadas de los sondeos. En este caso la mejor forma de detectarlos (pensemos en campañas que pueden tener cientos de sondeos), es obtener una salida gráfica, mediante plotter, a partir de la base de datos, con la posición de los sondeos, y superponerla al plano topográfico de sondeos. Los errores saltarán inmediatamente a la vista.

Finalmente, para terminar este apartado, quiero hacer énfasis en lo siguiente: Una base de datos nunca es fiable al 100 %, por que como dice una conocida máxima, "*donde haya posibilidad de errores, tengamos la certeza de que los habrá*". En efecto, en mi experiencia en valoración de reservas, nunca me he encontrado con bases de datos libres de errores; errores que por otra parte pueden pasar desapercibidos si no se integra la información analítica, con la información geológica y mineralógica.

3.3.3 - Introducción de códigos geológicos

Consiste en asignar a cada maniobra del sondeo un código numérico, en función de la litología y del tipo de mineralización.

Su finalidad es permitir la utilización posterior de los datos de los sondeos o valores experimentales, bajo restricción geológica, esto es, discriminando entre poblaciones heterogéneas desde el punto de vista geológico y metalogenético, facilitando así, en último término, la creación de un modelo representativo del yacimiento.

Para la codificación de las diferentes características geológicas, se utilizan varios dígitos, de 6 a 8 normalmente. El primero de ellos se denomina código simplificado, y es la base para un estrío inicial de los datos.

3.3.4 - Análisis estadístico

Unos programas específicos permiten el acceso selectivo a la base de datos, ofreciendo la posibilidad de añadir o corregir registros, y de crear ficheros de trabajo, aplicando diversos criterios de selección. Ello es el punto básico para el desarrollo de las aplicaciones posteriores (análisis estadístico, análisis estructural, etc.).

Estos análisis estadísticos nos permitirán caracterizar las diversas posibles poblaciones existentes en el depósito mineral (caso de presencia de diversos tipos, morfológicos o paragenéticos, de mineralización, de variaciones de la roca encajante, etc.).

La correspondiente discriminación o separación de zonas diferentes en el yacimiento es muy importante previo al análisis estructural o geoestadístico. El análisis estadístico permite además caracterizar estadísticamente el conjunto de las muestras o datos, tal cual, esto es antes de su regularización (figura 3.9). Permite también establecer correlaciones entre las distintas variables, correlaciones que aparte de su utilidad para la valoración en sí, serán de gran interés para el control y selección del mineral durante su posterior explotación (ver

capítulo 4.3 Control Cualitativo).

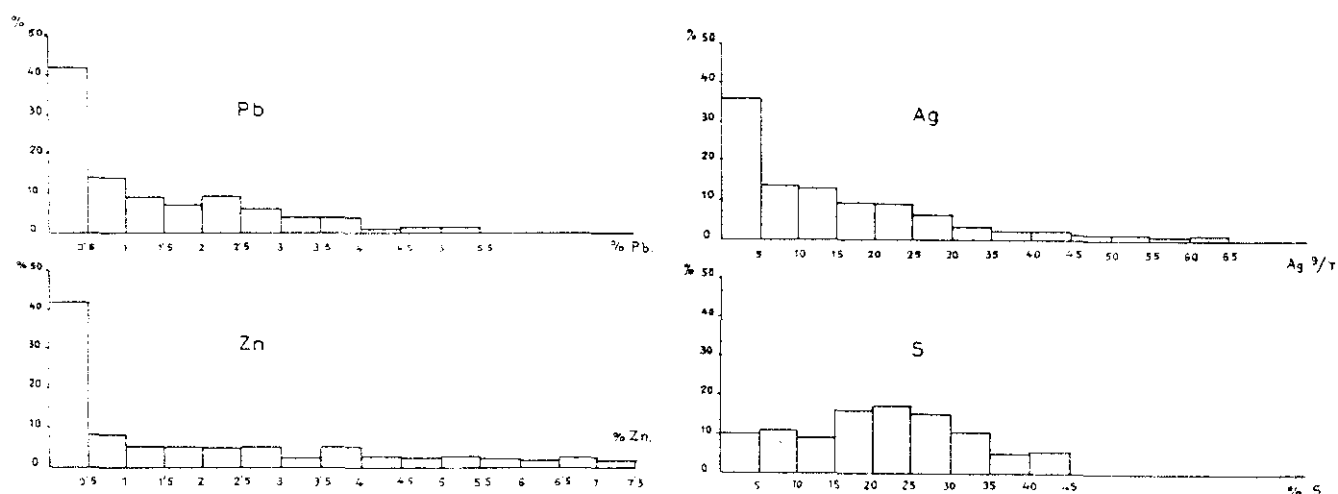


Figura 3.9 Mina *Brunita*: Histogramas de frecuencias de leyes sobre muestras de sondeo. La distribución del S, muestra que la pirita responde a una población netamente distinta a la de los otros sulfuros.

Realizado el análisis estadístico sobre los datos de las muestras, se repite el proceso sobre los valores ponderados o regularizados (ver apartado siguiente: Regularización).

El análisis estadístico se puede complementar a base de aplicaciones gráficas de "contouring" o trazado de isovalores, que, pese a sus limitaciones, nos ayudan a tener una primera visión de la distribución metal, especialmente de interés, cuando son varios los elementos valorizables, es decir el caso de los depósitos polimetálicos. (ver figura 3.10 en lámina adjunta: mapas de isoacumulaciones metal)

3.3.5 - La regularización de los datos (ponderación o "compositing")

Este proceso consiste en transformar los datos de base, relativos a maniobras de sondeo de longitud variable, en valores regularizados sobre tramos de longitud constante, coincidentes con la altura y posición de los futuros bancos de la corta. Son objeto de tal regularización no sólo las leyes, sino también los rendimientos mineralúrgicos y los códigos geológicos.

La regularización o ponderación de las leyes se obtiene de la siguiente manera:

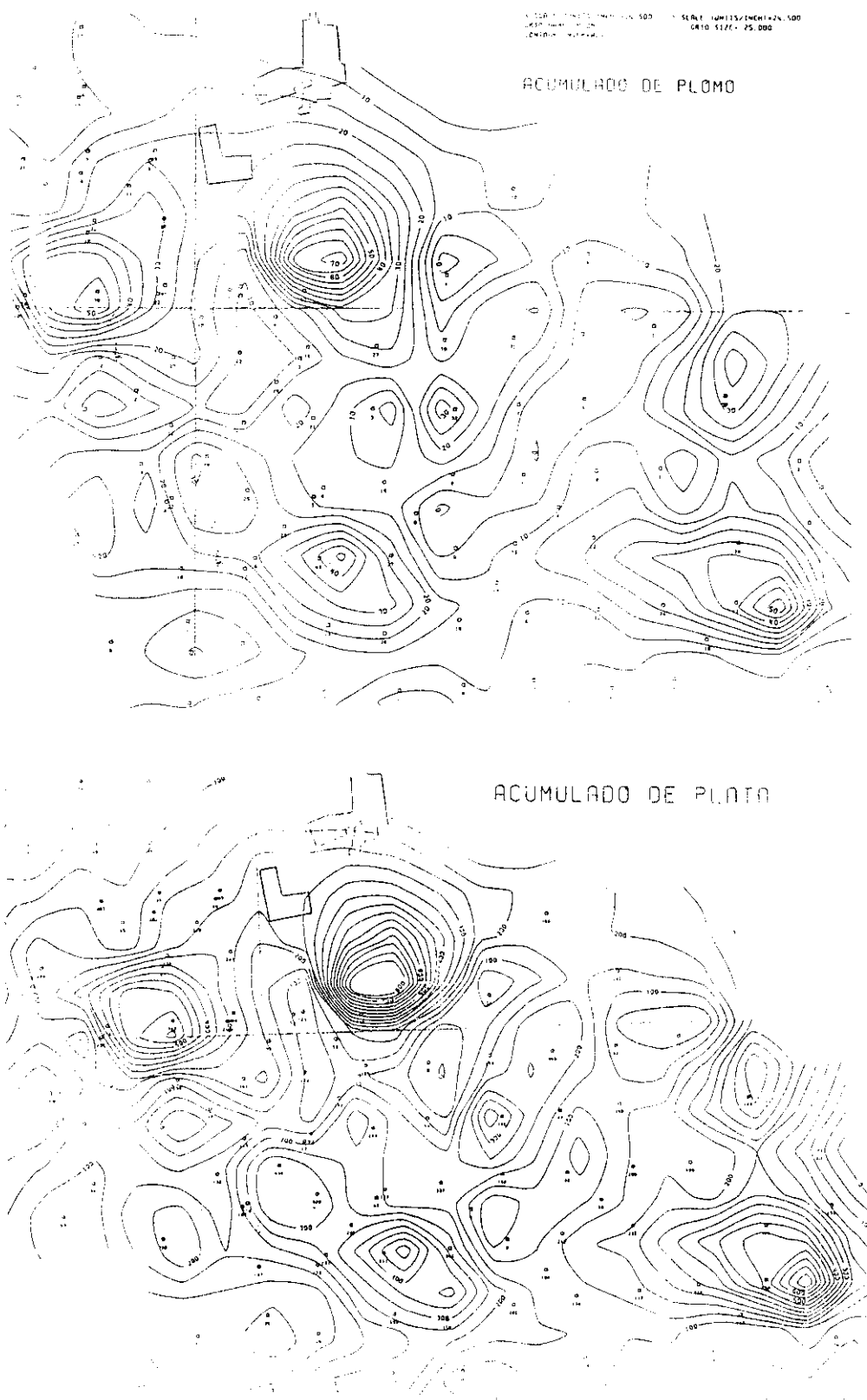


Figura 3.10 Mina Brunita: Mapas de isoacumulación Pb y Ag

$$\text{Ley ponderada banco} = \Sigma L_i \times T_i / \Sigma L_i$$

Siendo L_i la longitud de cada muestra o maniobra incluida en el banco, y T_i la ley correspondiente.

En caso de existencia dentro del mineral, de tramos sin recuperación o minados, se les asigna automáticamente la ley media del resto del banco, criterio que denominamos como "ponderación máxima". De esta forma evitaremos penalizar la ley media del yacimiento, toda vez que ya se tiene en cuenta para la cubicación, la correspondiente aplicación de un factor de deducción del tonelaje por huecos.

Para los rendimientos mineralúrgicos se procede como sigue:

$$\text{Rendimiento metal ponderado} = \Sigma L_i \times T_i \times \rho_i / \Sigma L_i \times T_i$$

Siendo ρ_i el rendimiento metal de cada maniobra.

Para los códigos geológicos, la regularización consiste normalmente, en asignar a cada banco, el código dominante en el banco. Los resultados de este proceso de regularización se someten a una posterior verificación, para subsanar posibles incongruencias; por ejemplo : Código de óxidos y alto rendimiento metal, código de vacío con datos de análisis, código de roca estéril con leyes altas,...etc. El proceso finaliza con la obtención de un listado para cada sondeo, donde figuran los datos regularizados banco a banco .

3.3.6 - Optimización altura y posición de los bancos

La altura y posición de los bancos se optimiza con ayuda de un programa informático (PONDOP), que permite simular los resultados que se obtendrían (en términos de metal recuperado), al estriar con un parámetro de corte dado (en selección libre) sobre el conjunto de tramos ponderados, para cada una de las distintas alturas posibles de banco. Así mismo, se simula para cada posible altura de banco, el efecto del cambio de su posición con relación al nivel del mar.

El programa realiza la ponderación de leyes y rendimientos metal para todas las alturas de banco razonables (en nuestro caso entre 4 y 12 metros) y para todas las cotas de

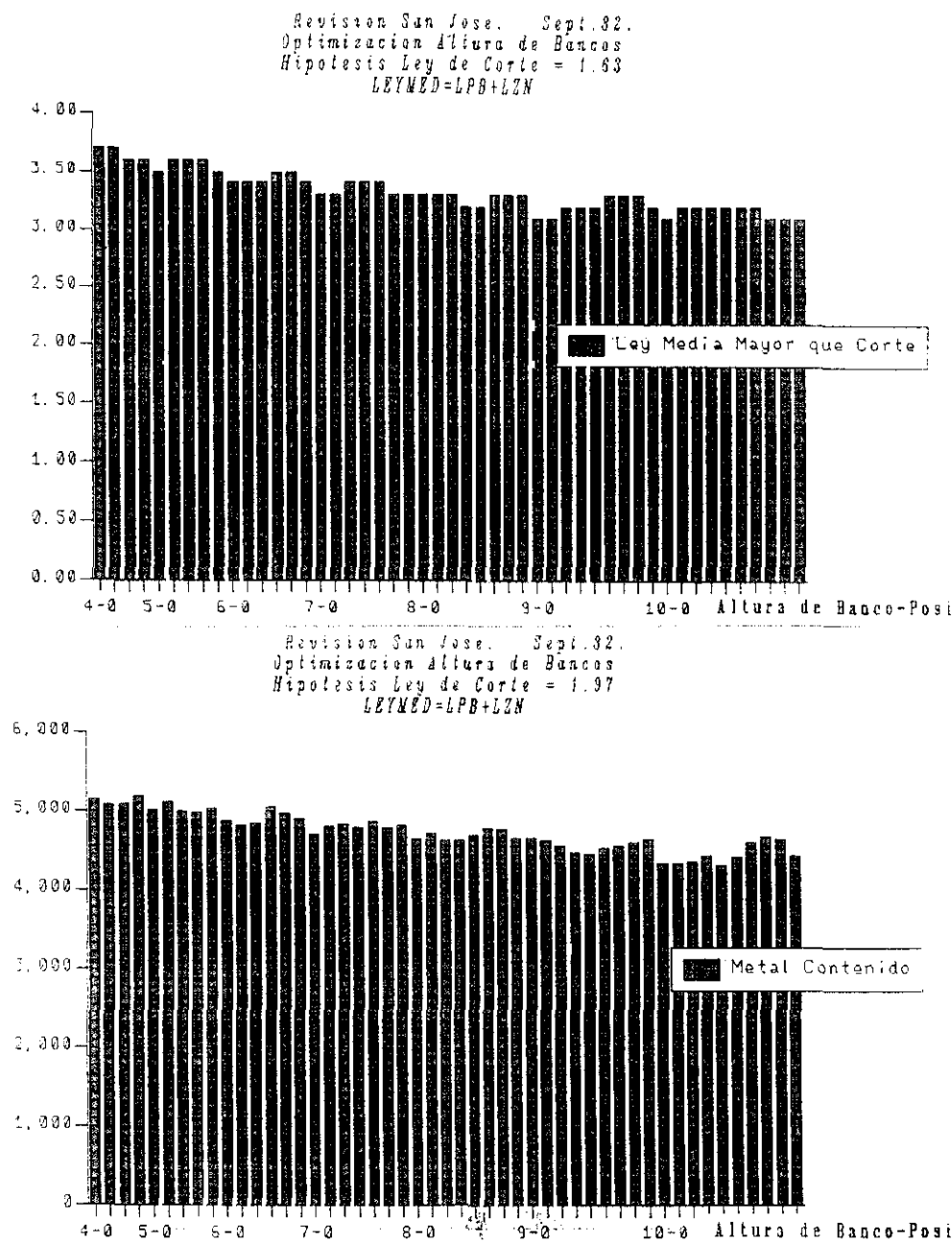


Fig. 3.11 Cantera San José: Optimización altura y posición de banco. En la parte superior se relaciona la geometría del banco con la ley media, y en la inferior con la cantidad de metal a recuperar.

referencia posibles. Así un banco de 4 metros puede tener 4 posiciones diferentes :
4 posición 0 (bancos 0, 4, 8, etc), 4 posición 1 (bancos 1, 5, 9, etc), 4 posición 2 (bancos 2, 6, 10, etc) y 4 posición 3 (3, 7, 11, etc).

Como es lógico, tal simulación evidencia que el metal recuperado por encima de una cierta ley de corte, tiende a aumentar a medida que disminuye la altura de banco (menor dilución), si bien tal aumento no es lineal. Por otra parte se comprueba que para cada altura

de banco hay una posición óptima que corresponde a la que mejor se ajusta a la geometría del cuerpo mineralizado. En la figura 3.11, se muestra un ejemplo de aplicación de esa simulación, para el caso de la cantera *San José*.

Con los resultados de esta simulación y a partir de la forma de la correspondiente curva de metal recuperable, juntamente con la de la curva de los costes de explotación en función de la altura de banco, de tendencia contraria a la anterior, podremos elegir la altura y posición relativa de bancos más conveniente.

De esta manera establecimos en su momento, las alturas de banco más adecuadas para las diversas explotaciones de la Sierra de Cartagena: *Tomasa* $h=7$ posición 3; *Brunita* $h=5$ posición 0; *Sultana* $h=8$ posición 3, etc.

3.3.7 - El análisis estructural: Variografía

Se trata de determinar la ley del reparto espacial, o estructura de las variables, dentro del yacimiento, mediante la elaboración y análisis de los correspondientes variogramas.

La base de partida para el análisis estructural debe ser el fichero de datos regularizados o *composites*, ya que ello lleva implícito el necesario cambio de soporte físico para que los variogramas sean representativos.

Mediante el oportuno software se elaboran los *variogramas direccionales* en las distintas direcciones que nos permita la malla de sondeos, o de presunto interés metalogenético. Normalmente éstas son la dirección de las estructuras o cuerpos mineralizados, la perpendicular a éstas, la dirección del buzamiento de las estructuras, etc.

A partir de los variogramas direccionales, elaborados para cada sección o planta del yacimiento, se componen los variogramas medios experimentales (ver párrafo 2.2.2 del capítulo 2) y se procede a su ajuste a alguno de los modelos teóricos, *esférico*, *exponencial*, *gaussiano* (ver figura 2.19 en el capítulo 2), que será el que utilizaremos para el krigeaje.

El ajuste de los variogramas experimentales a un modelo teórico es un aspecto muy importante, que a veces, dada la limitación de datos, requiere de un cierto subjetivismo, basado en el conocimiento del yacimiento.

En nuestro caso se realiza mediante una aplicación informática gráfica, interactiva, VARAJ, que permite sobreimponer al variograma experimental, los distintos modelos teóricos, y para cada uno de ellos ir variando sus parámetros (*alcance, meseta, efecto de pepita*) hasta conseguir un óptimo ajuste con aquél, medible por el coeficiente de correlación entre los puntos del variograma experimental y la curva ajustada (se debe dar prioridad al ajuste de los primeros puntos del variograma). En la figura 3.15 se pueden ver ejemplos de tal ajuste.

A partir de estos variogramas medios ajustados, se cuantifican las anisotropías existentes en el depósito mineral, y se construye la correspondiente *elipse de alcances*.

3.3.7.1 - Importancia de la construcción de los variogramas bajo "restricción geológica"

Como es sabido, los variogramas ordinarios expresan la variabilidad del reparto metal o de otras variables, en un volumen rocoso mineralizado. Pero en tal volumen habrá generalmente varias litologías, así como mineralizaciones de diverso carácter, de forma que los datos disponibles no pueden considerarse como homogéneos.

El análisis estructural de las variables, aparte de las condiciones generales, ya muy conocidas, debe ser realizado coherentemente con el análisis geológico previo. En efecto no obtendremos la misma estructura si construimos los variogramas a partir de todos los datos disponibles, indiscriminadamente, que si introducimos una cierta selección o filtrado de ellos.

Tal filtrado se refiere a la **utilización selectiva de datos** agrupados de acuerdo con criterios geológicos, de tal forma que no haya mezcla de poblaciones diferentes, o de mineralizaciones heterogéneas.

Así, podemos tomar selectivamente los datos agrupados por litologías (muestras en margas, muestras en esquistos...), por su posición relativa respecto a las estructuras

geológicas (muestras en un bloque hundido, muestras en un bloque levantado...), por su carácter morfológico (muestras de mineral estratiforme, muestras de mineral filoniano...), por su carácter mineralógico (muestras con smithsonita, muestras con esfalerita), etc.

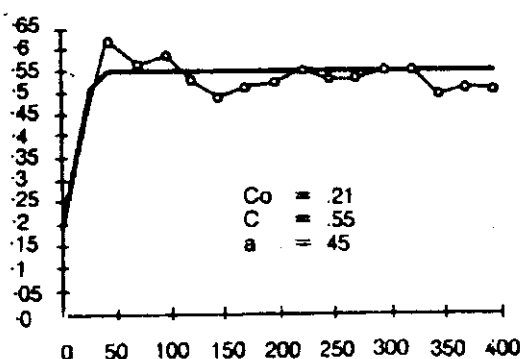
Esta utilización selectiva de los datos será posible, siempre que previamente, la correspondiente información geológica haya sido codificada oportunamente en la base de datos. En este sentido que se acaba de mencionar, se puede hablar de variogramas con restricción geológica o variogramas selectivos, en oposición a los variogramas convencionales o sin restricción geológica; existiendo a veces notable diferencia entre unos y otros. Sirvan de ejemplo los variogramas correspondientes a la mina *Brunita*, (figuras 3.12, 1 a 4), realizados primero con todos los datos (datos regularizados, o composites) y posteriormente con los datos filtrados según su código litológico.

Los variogramas con restricción geológica presentan un *alcance* notablemente más grande, y un *efecto de pepita* algo mayor en valor absoluto, pero claramente menor en relación con la *meseta*. Es interesante observar comparando ambos tipos, que la *meseta* de los primeros es más baja. En efecto, al tomar la totalidad de los datos, como hay predominio de muestras estériles o muy pobremente mineralizadas, la varianza total será engañosamente baja.

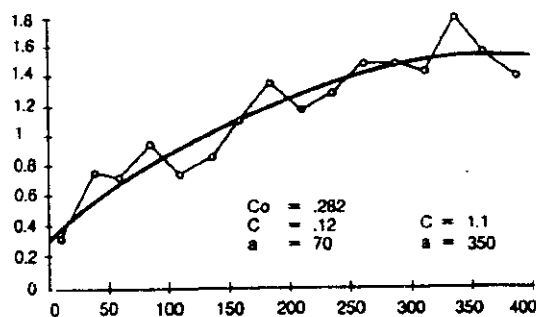
Generalizando, podemos decir que los variogramas bajo restricción geológica, dan un **alcance mayor, una meseta más alta, y un efecto de pepita relativo menor**; en definitiva, una estructura diferente de la que dan los no restringidos.

Consecuentemente, las repercusiones de cara a la estimación de reservas pueden ser importantes, ya que entre otros aspectos, la utilización para el krigeaje de variogramas con menor efecto de pepita, el "*alisado*" producido será menos importante.

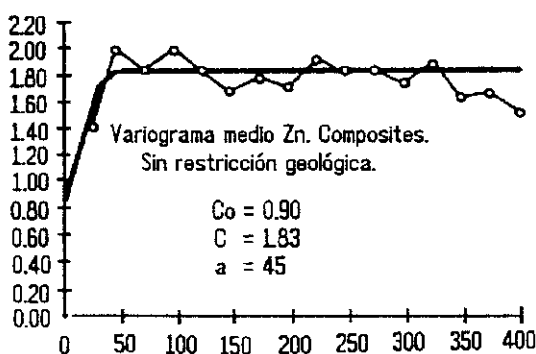
Muchos fracasos en el análisis de la estructura de los yacimientos, y por tanto en la aplicación del método geoestadístico, especialmente en depósitos con fuertes controles de la mineralización y estructura geológica compleja, se deben a la no consideración de estos criterios.



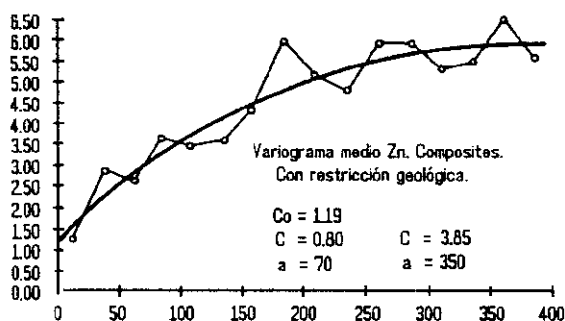
(1) Variograma medio Pb
Sin restricción geológica



(2) Variograma medio Pb
Con restricción geológica



(3) Variograma medio Zn
sin restricción geológica



(4) Variograma medio Zn
con restricción geológica

Figuras 3.12,1 a 4 Cantera *Brunita*. Comparación entre variogramas sin y con *restricción geológica*. El soporte de los datos son los tramos regularizados de sondeo (*composites*). (Gallego, Manteca, Palomero, 1984)

3.3.8 - La modelización del depósito mineral

El proceso de estimación de un yacimiento debe concretarse, cuando sea posible, en la realización de un modelo numérico del mismo. La validez de tal modelo dependerá en primera instancia, de la medida en que éste se adapte a las características geológicas del depósito. Por ello se forzará su ajuste a un modelo geológico previo.

Así mismo, deberá ser coherente con los resultados de un análisis estructural previo (anisotropías, alcances, etc.).

3.3.8.1 - El modelo geológico

Es la primera fase del proceso de modelización. Se elabora por integración de toda la información, tanto la procedente de la campaña de sondeos, como de los levantamientos geológicos sobre el terreno, en labores mineras, etc.

Debe representar las características morfológicas de los cuerpos mineralizados existentes. Se discriminan los diferentes tipos de mineralizaciones en función de las litologías encajantes, tipos morfológicos, paragénesis, alteraciones, etc. Todos esos caracteres se tipificarán mediante los oportunos códigos geológicos.

Una vez elaboradas las hipótesis geológicas necesarias, se procede a la representación gráfica según secciones verticales o cortes y secciones horizontales o plantas, con expresión de :

- Los impactos de los sondeos
- Las interfases o contactos entre las distintas unidades geológicas.
- Los límites entre zonas estériles a priori y zonas mineralizadas; así como entre las zonas "sanas" o de sulfuros y las zonas oxidadas.
- Los accidentes geológicos que puedan haber jugado determinado papel en la génesis o evolución del yacimiento(por ejemplo las fallas).
- La topografía y otros detalles de interés.

Toda esta información se sintetiza sobre las secciones tanto verticales, cortes, como horizontales, plantas, que representan las intersecciones del modelo con los futuros bancos de la explotación.

3.3.8.2 - El modelo geométrico

En un caso general, el depósito mineral está compuesto por una serie de cuerpos

mineralizados de geometrías más o menos irregulares. Para poder pasar del modelo geológico ya establecido, al modelo numérico, es necesario recurrir a una referencia intermedia, que denominamos modelo geométrico del yacimiento.

Dicho en otros términos, establecer el modelo geométrico, es configurar y delimitar espacialmente una matriz de bloques comportando a los cuerpos mineralizados (a los que posteriormente se asignarán los correspondientes valores, para constituir así el modelo numérico). Esta etapa, en el caso más general, comprende dos procesos:

- 1 - Regularización geométrica o contorneo
- 2 - Discretización

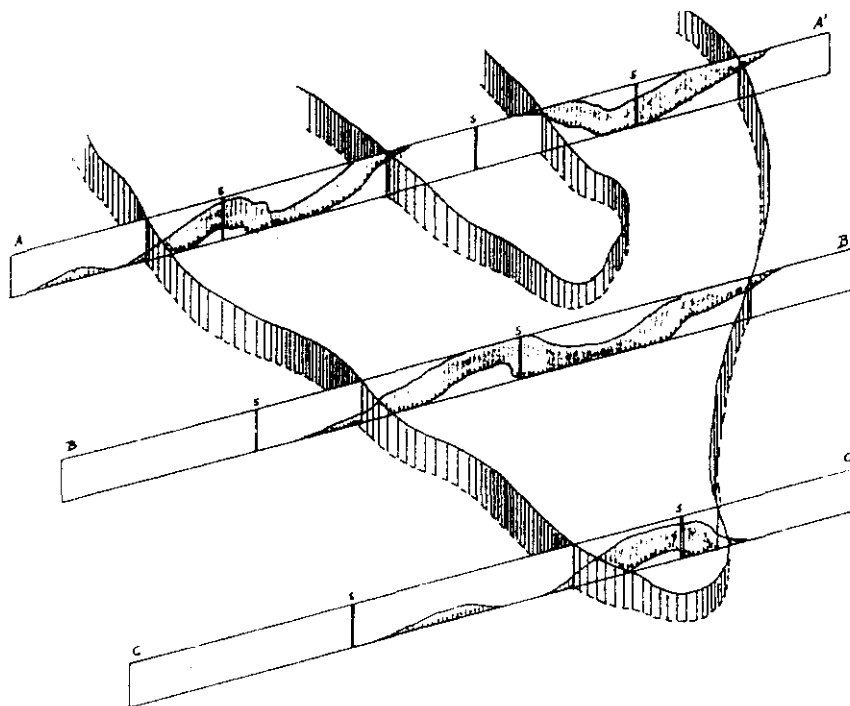


Figura 3.13 Creación modelo geométrico: (1)- Regularización geométrica del contorno mineralizado.

1) El primer proceso consiste en asimilar la geometría irregular de los cuerpos mineralizados, a cuerpos geométricos regulares, fácilmente discretizables posteriormente. Este contorneo se realiza planta por planta, integrando la información morfológica de los cortes y de las plantas, junto con los datos analíticos (leyes y rendimientos) de los sondeos (figura 3.13).

Se delimitará, sobre cada banco o rebanada del yacimiento, el volumen rocoso conteniendo al menos un espesor mínimo de mineral, a definir, tal que la correspondiente ley del banco, esté por encima de cierto valor límite, debajo del cual consideraremos a la roca

como estéril. En otras palabras, el contorno se hará teniendo en cuenta el grado de dilución del mineral respecto a la altura del banco (tasa de dilución en la vertical = espesor de mineral/altura del banco). Tomando la máxima ley metal posible en ese tipo de mineral, habrá una tasa de dilución límite, más allá de la cual consideraremos a la roca como estéril:

$$\text{Ley Límite} / \text{Ley máxima posible} = \text{Tasa de dilución límite}$$

2) El segundo proceso, discretización del depósito mineral, consiste en una división del cuerpo mineralizado, previamente regularizado, en bloques de forma y dimensiones previamente definidas y adecuadas a la geometría y estructura del yacimiento, y a la malla de sondeos existente (figuras 3.14 y 3.15).

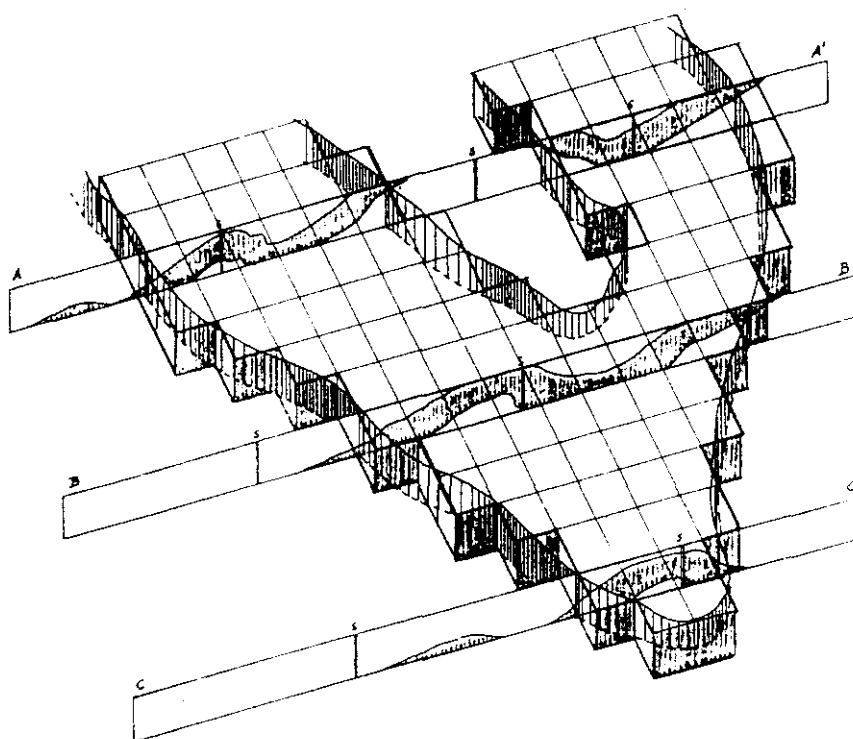


Figura 3.14 Creación modelo geométrico:(2)- Discretización o división en bloques.

Trabajaremos bajo **restricción geológica**, es decir las distintas entidades geológicas serán tratadas separadamente. Por tanto cada uno de los bloques de nuestro modelo debe ir caracterizado por un código geológico, indicativo de la especie geológica dominante en él.

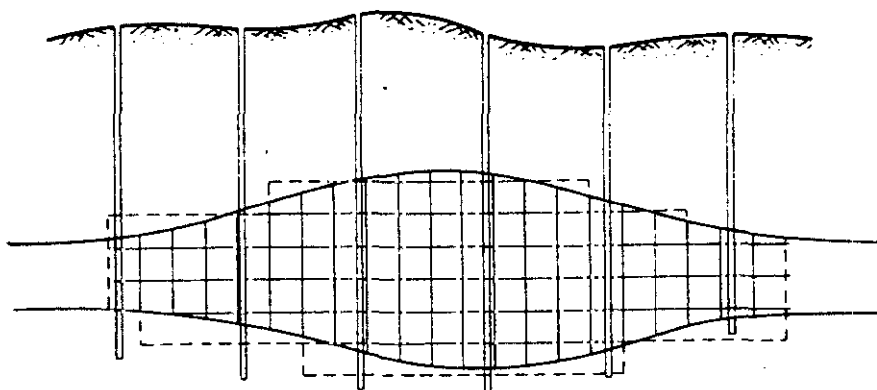


Figura 3.15 Corte vertical de un yacimiento, mostrando la discretización del cuerpo mineralizado

Definición práctica de la matriz de bloques

Con el proceso de discretización, realizado según rebanadas horizontales (planta por planta), se trata de representar el yacimiento mediante una matriz de bloques referidos a unas coordenadas locales x, y, z .

Se elabora en primer lugar una plantilla representando un retículo de bloques, referido a unas coordenadas locales, y cuyo origen se referencia debidamente según las coordenadas generales. La configuración de los bloques será conforme con el módulo de estimación previamente establecido, tras el análisis estructural. De esa plantilla se hacen tantas copias como plantas tenga el modelo geológico.

La codificación de cada bloque de la matriz, se establece superponiendo el retículo al modelo geológico ya regularizado planta por planta. En el caso de bloques dudosos, de frontera entre dos unidades geológicas, la decisión por el código de una u otra se toma consultando los correspondientes cortes verticales para poder aplicar el criterio del código dominante.

Normalmente sólo se codifican y computan para establecer el modelo geométrico, los bloques correspondientes al volumen mineralizado. El resto del volumen del modelo geológico, correspondiente al encajante o zonas estériles a priori, quedarán por exclusión fuera de este modelo y no serán por tanto objeto de estimación.

Con esas referencias locales, y su correspondiente código geológico, se introduce la matriz de bloques resultante. Queda así constituido el fichero de bloques o modelo

geométrico que va a ser objeto de estimación.

Este proceso es novedoso frente a la forma habitual de modelización, que opera estableciendo una matriz de bloques paralelepédica regular, que engloba el volumen reconocido por los sondeos; a partir de ahí todos los bloques de dicha matriz se someten a estimación, tanto si corresponden efectivamente al cuerpo mineralizado, como a la roca encajante.

3.3.8.3 - El modelo numérico

Llamamos modelo numérico a la matriz de bloques una vez estimados convenientemente sus valores; esto es tras haber sido valorados los parámetros de los bloques, a partir de los de los sondeos, por un método de extensión, sea el krigeaje u otros¹, figura 3.16.

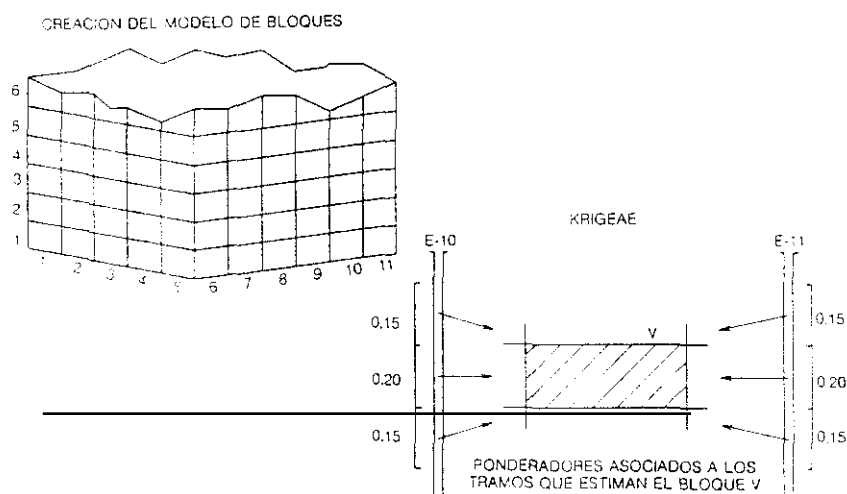


Figura 3.16 Matriz de bloques y asignación de valores a los mismos, por krigeaje de los datos de sondeos.

Dadas las ventajas ya citadas del krigeaje, será ésta la técnica a utilizar normalmente para estimar los bloques por extensión de los valores de los sondeos. Para la estimación de los rendimientos metal, emplearemos sin embargo el método de los I.C.D. operativamente

¹ Algunos autores (CHICA 1990) reservan el término de "modelo numérico" para la matriz de bloques de los valores simulados.

más sencillo, y que nos da resultados satisfactorios.

3.3.9 - Aplicación del krigeaje bajo restricción geológica

La fase de interpolación de los bloques, sea por krigeaje o por otra técnica, es la más delicada en todo proceso de estimación, y el acierto en su realización vendrá dado por la medida de lo acertado del análisis estructural previo, y de su coherencia con el carácter geológico del yacimiento.

Esto significa que deberá ser distinto el tratamiento si el cuerpo mineralizado tiene unos límites geológicos netos, que si no los tiene, si hay un sólo tipo morfológico de mineral o varios, si hay una paragénesis mineral única, o bien existen diversas calidades de mineral, etc.

En el **krigeaje convencional** se opera, como ya he señalado antes, estableciendo una matriz de bloques paralelepédica, que engloba a la mineralización. Todos los bloques de esa matriz se estiman o interpolan en base a un mismo criterio, con arreglo a unos coeficientes de krigeaje determinados.

Al no establecerse unas restricciones geológicas para este proceso, puede darse que en la estimación de un mismo bloque intervengan muestras geológicamente heterogéneas, bien por corresponder a diversos tipos de mineralización, bien por ser totalmente ajenas al cuerpo mineralizado. El modelo así obtenido presentará una fuerte distorsión frente al yacimiento real, tanto mayor cuanto más grande sea su complejidad geológica.

En efecto, se obtendrán falsos bloques ricos, correspondientes en realidad a hastiales estériles, y a la inversa, falsos bloques pobres, correspondientes en realidad a mineral neto, limítrofe con los hastiales (*efecto de borde*).

Así mismo, en el caso, muy frecuente, de diversos tipos morfológicos de mineral, por ejemplo con mineralizaciones filonianas junto a mineralizaciones estratiformes, los errores introducidos por un krigeaje, si previamente no se ha hecho una discriminación geológica de los datos, serán muy graves. Igualmente frecuente y grave es la utilización indiscriminada para el krigeaje de muestras correspondientes a minerales oxidados o

alterados, junto con muestras de mineral sulfuro o sano.

A diferencia de lo anterior, en la aplicación del **krigeaje bajo restricción geológica**, que hemos desarrollado, la matriz de bloques a estimar nunca es un volumen arbitrario ni regular, si no que está ajustado al contorno de los cuerpos mineralizados, y tiene en cuenta las diferencias de paragénesis y tipos morfológicos que puedan existir en el yacimiento.

Naturalmente, el acierto de la estimación va a depender de la fidelidad con que nuestro modelo refleje la morfología e interfases del cuerpo mineralizado.

Para la estimación de los bloques sólo se hacen intervenir aquellas muestras geológicamente afines u homogéneas, con el bloque en cuestión.

La aplicación del krigeaje bajo restricción geológica se debe utilizar siempre que los cuerpos mineralizados tengan unos **límites geológicos netos**. El krigeaje convencional o sin restricción, deberá reservarse para aquellos cuerpos mineralizados con **límites difusos** o económicos .

En la figura 3.17, se muestra un esquema del ordinograma de krigeaje bajo restricción geológica, y en la figura 3.18 se presenta un ejemplo de salida gráfica, correspondiente al krigeaje restringido de la mina *Brunita*.

Esta técnica se ha aplicado con éxito sobre depósitos minerales en diversos contextos geológicos :

- En depósitos estratiformes de sulfuros masivos : Mina *Brunita*(Sierra de Cartagena)
- En depósitos masivos de sulfuros diseminados : Mina *Sultana* " " "
- En depósitos W - Sn, de haces filonianos : Mina *La Parrilla* (Cáceres)

3.3.10 - Definición de los Recursos

Una vez realizada la estimación de los bloques y elaborado así el modelo numérico, se constituye un fichero, fichero de bloques, cuya primera aplicación será el cálculo de los recursos disponibles, independientemente de su rentabilidad. Este cómputo de los recursos totales, equivale al término anglosajón de *mineral inventory*.

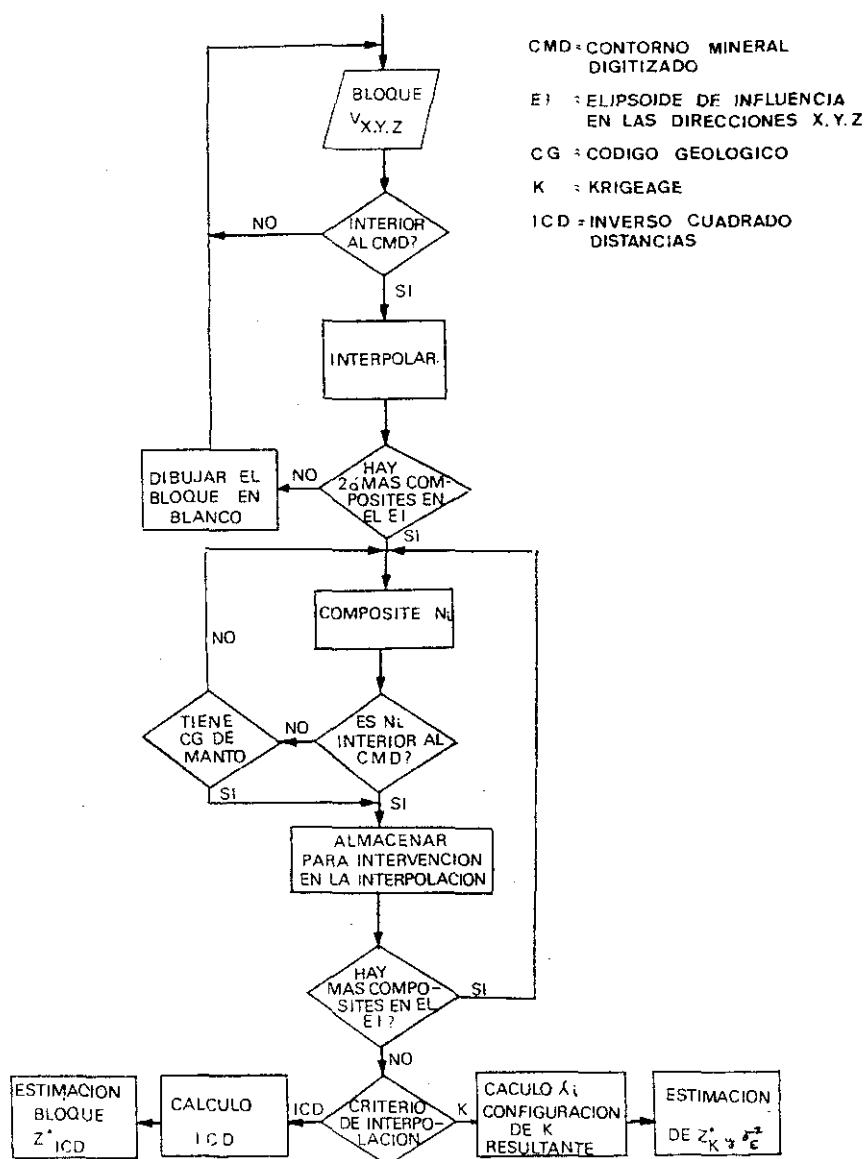


Figura 3.17 Esquema del programa de interpolación bajo restricción geológica. Aplicación correspondiente al caso de mina *Brunita*. (Gallego,Manteca,Palomero,1984).

Para este cómputo, hay que definir unos intervalos de valores de leyes, conforme a los cuales se elabora la correspondiente tabla estadística, normalmente en forma acumulativa, y los subsiguientes histogramas acumulativos de frecuencias:

- Curva tonelaje - ley de corte ($F_{t/lc}$)
- Curva cantidad de metal - ley de corte ($F_{Q/lc}$)
- Curva ley de corte - ley media ($F_{lc/lm}$)

MODELO BRUNITA - INTERPOLACION SOBRE BLOQUES DE 25 x 25 x 5										Pb% Zn% Ag S% n/c	Pb% Zn%	ROLE	
PLANTA 130-135													
										nº de muestras	Código Geol.		
			0159 0319 7170 1624 6120 1252 1108 2930			0158 0278 8370 1437 7770 1254 0803 3230							
	0128 0293 7900 1649 7280 1074 0503 2940	0147 0320 7490 1657 6980 0971 1203 3100	0165 0332 6330 1466 6140 0869 1503 2860	0134 0257 8100 0881 7300 0690 1703 2640	0110 0203 8130 0584 7520 0783 1703 2150	0124 0207 8380 1133 7630 0900 1503 2440	0126 0203 8610 1742 7790 0573 1003 2640	0141 0236 9570 1930 7740 0882 0603 2980	0116 0208 8680 1946 7880 1155 0503 2650				
	0122 0307 7720 1456 7240 0273 0403 2880	0158 0338 7170 1843 5700 0429 1003 3200	0185 0347 5670 1625 5670 0738 1503 2850	0150 0274 7520 1040 6740 0933 1703 2700	0138 0281 8450 1022 7660 1250 1603 2350	0114 0238 8250 1280 7100 1082 1603 2460	0103 0186 8310 1467 7360 0745 1303 2190	0136 0259 8250 1539 7300 1185 0803 2850	0141 0289 8390 1779 7530 1538 0703 3170				
0112 0257 8730 1249 7810 0793 0203 2710	0089 0186 7450 1402 6680 0553 0503 1890	0186 0356 6390 2246 5840 0627 0903 3220	0199 0324 5190 1995 5410 1360 1303 2770	0186 0287 7480 1316 5130 1824 1303 2760	0137 0296 7950 1361 6620 1509 1503 2820	0099 0314 8090 1826 6730 1184 1503 2760	0078 0205 8170 1723 7030 0899 1103 2090	0109 0211 7700 1593 6620 1236 1003 2230	0120 0240 7750 1716 6300 1427 0903 2510				
0106 0214 8810 1533 7840 0864 0303 2510	0126 0249 8050 2061 6960 0839 0603 2760	0142 0238 7110 2216 5030 1001 0903 2580				0076 0311 8330 2118 7050 0928 1503 2720	0074 0228 8570 2198 7380 0894 1303 2370	0092 0170 7360 1829 6130 1149 0803 1870					
	0122 0223 8280 2250 7360 0945 0403 2730	0109 0195 7920 2124 5630 0777 0603 2310			0158 0292 3550 1748 7540 1669 1503 3370	0146 0406 8740 2009 7710 1471 1503 4000	0149 0354 8420 1916 7320 1494 1303 3570	0102 0143 7660 1608 6510 1066 0703 1840	0054 0051 6820 1711 5580 0701 1003 0990				
					0160 0335 8730 1724 7710 1609 1003 3660	0171 0424 8870 1538 7880 1676 1403 4270	0165 0369 8560 1347 7530 1634 1103 3720	0119 0188 9020 1232 5900 1230 0803 2180					

Figura 3.18 Ejemplo de modelo de bloques estimados por krigeaje bajo restricción geológica. Cantera Brunita - Planta 130-135 (Gallego, Manteca, Palomero, 1984).

3.3.11 - El diseño de corta

El diseño de corta irá precedido de la elección del *parámetro de corte* a emplear, que será la referencia para la selección, y que por tanto va a ser determinante de la geometría de la corta. La determinación de este parámetro ya quedó expuesta en el apartado 2-3.

Normalmente y en primer lugar, se realiza el diseño máximo, es decir aquél que permitiría extraer la práctica totalidad de los recursos. Posteriormente se va optimizando ese diseño máximo inicial, eliminando aquellas zonas que conllevan una relación estéril mineral (E/M) excesivamente alta.

Se trata de conseguir un diseño que sea un óptimo relativo a seleccionar de entre un conjunto de posibles soluciones. Los diseños pueden ser manuales o automáticos. El

correspondiente cómputo de bloques y la clasificación de las reservas contenidas en cada diseño, nos permitirán la selección del óptimo.

El diseño manual puede ser preferible para depósitos minerales de geometría irregular, con un buen control tectónico o litológico de la mineralización, y muy especialmente cuando además, los factores geomecánicos de las rocas encajantes, sean variables según las zonas.

El diseño automático, basado en algoritmos matemáticos adecuados, tiene como ventaja la rapidez en el dibujo y sobre todo en el cálculo para las cubicaciones de estéril y mineral correspondientes (lo que permite realizar un mayor número de diseños opcionales, sobre los que seleccionar el más conveniente).

3.3.11.1 - El diseño óptimo

Como se acaba de señalar, existen dos formas de actuación : la una basada en el diseño manual, que puede estar apoyada o no, por ordenador, para el cálculo automático de las reservas. Consiste en realizar una familia de n diseños lógicos, desde el más globalizador, hasta el más restrictivo, acompañados del correspondiente cálculo de sus parámetros intrínsecos y económicos (figura 3.19). De entre los n diseños, se seleccionará el mejor con arreglo a determinados criterios económicos (*margen unitario, margen total, valor actualizado neto*, etc). Bien entendido que se trata de un óptimo relativo.

La segunda posibilidad es un tratamiento basado en el diseño automático, que aplica un tipo de algoritmo matemático, que busca encontrar un óptimo absoluto. Se trata de una optimización técnica, consistente en maximizar la cantidad de metal recuperado a volumen total fijo. Existen en el mercado varios paquetes de software para este fin, como son el "*Parametrage technique des reserves*" de C.G.M.M. de Fontainebleau, o el "*Floating cone evaluation*" de Control Data Tucson, etc.

Ahora bien, todos estos algoritmos tienen limitaciones importantes en la práctica, en parte por que emplean como módulos de optimización, volúmenes demasiado grandes en relación al bloque de explotación, por razones de viabilidad práctica del cálculo. En segundo lugar por que estos tratamientos automáticos, como es lógico, no pueden tener en cuenta una

importante información cualitativa, que en la práctica siempre existe, sin estar representada en la base de datos.

La tendencia actual va más bien, al desarrollo de métodos muy **interactivos**, que permiten al usuario ir introduciendo correcciones y guiar el diseño de acuerdo con el conocimiento geológico y geotécnico general del yacimiento.

En esa línea va por ejemplo el sistema de *Micro-Lynx* de Lynx Geosystem Inc. de Canadá, y más concretamente su aplicación *Mine Design-Pit Generation(MINPIT)*. Esta aplicación genera el diseño de corta a partir de el dibujo manual de la plante más baja. Se definen los distintas zonas o dominios geotécnicos, y para cada uno de ellos se fija el correspondiente ángulo de talud(talud del banco y anchura de berma). Se definen también los parámetros de la rampa de acceso (anchura, pendiente etc). Establecidos estos criterios el programa realiza automáticamente el diseño, pero dando opción al usuario de introducir modificaciones, vía digitalizador, a la forma de éste.

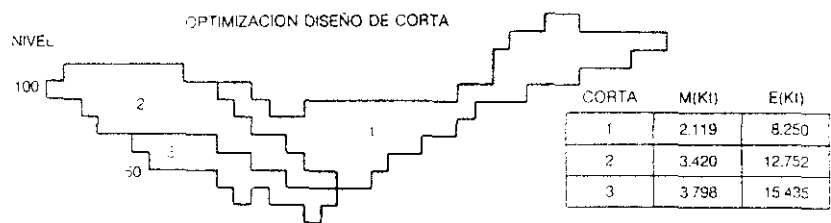


Figura 3.19 Ejemplo de diseños encajados, con una corta mínima(1) y una corta máxima(3)

Este tipo de aplicaciones permite ir mejorando progresivamente un diseño inicial, a la vista de la ganancia en los correspondientes parámetros económicos.

3.3.12 - Definición de las Reservas

Realizado el diseño final de la corta, las reservas vienen dadas por el cómputo y clasificación de todos los bloques comprendidos en su interior, por encima de determinadas leyes de corte.

Naturalmente y al igual que para los recursos, se utiliza para su expresión el histograma acumulativo de frecuencias o curva tonelaje-ley. Se obtiene así el inventario de las reservas, en el cual se apoyarán los subsecuentes estudios económicos y técnicos de

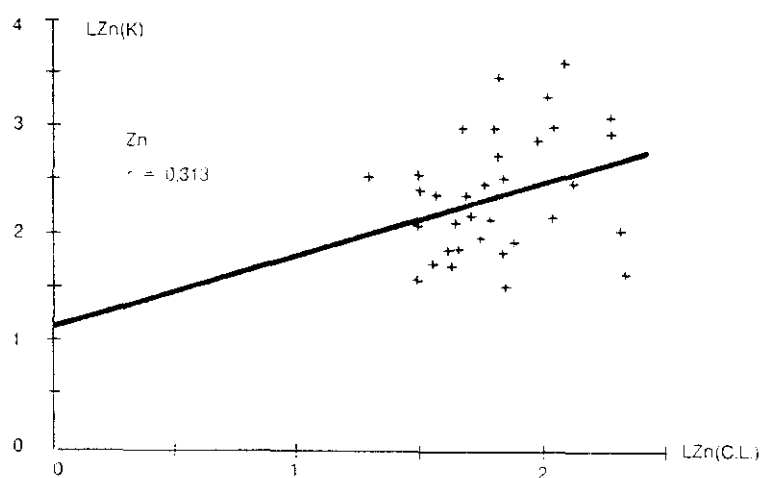
viabilidad, planificación de la producción etc. Bien entendido que las reservas así definidas son las reservas "*in situ*", que no serán por lo general, exactamente coincidentes con las reservas *recuperables*.

Una estimación de las reservas recuperables, se obtendrá como resultado de la realización de un estudio de *Simulación Condicional* del yacimiento, o bien si se dispone ya de datos reales de explotación del yacimiento en cuestión, mediante la aplicación de coeficientes de ajuste experimentales (válidos para unas determinadas leyes de corte). Pero la verdadera definición de las reservas recuperables, sólo se irá obteniendo posteriormente, durante la fase de Pre-explotación, a medida que se vaya realizando el control de leyes sobre el yacimiento.

3.4 - Reflexión sobre la fiabilidad de las estimaciones y las limitaciones de un modelo

La experiencia nos enseña, que las discrepancias entre los valores estimados (sea mediante el kriguaje o por otra técnica) y la realidad, pueden ser importantes, especialmente a escala del bloque, máxime cuando se trata de bloques estimados a partir de una malla amplia de sondeos (malla de Investigación).

En la figura 3.20 puede verse un caso concreto de discrepancias excepcionalmente grandes, entre los valores estimados, por kriguaje, y los valores reales conocidos a posteriori, referidos al mismo soporte (bloques de 25 x 25 x 8).



El ejemplo corresponde al proyecto inicial de la corta *Sultana*, basado en un modelo numérico inadecuado, no

Figura 3.20 Cantera *Sultana*, Proyecto inicial: Ejemplo de mala correlación, entre leyes estimadas por kriguaje(K) y leyes reales conocidas a posteriori tras el control de leyes(C.L.)

conforme con las características geológicas del yacimiento (ver capítulo 6 "Caso práctico de estimación de reservas - Cantera *Sultana*").

Al aplicar una ley de corte de 1,30 sobre los bloques krigeados, de determinada planta del yacimiento, quedan seleccionados 34 bloques cuya ley media es 2,36. Sin embargo la ley media de dichos bloques, calculada en base a los datos del Control de Leyes, es de 1,80 por tanto la sobreestimación cometida es del 31%. Pero además al ser la correlación tan mala, $r = 0.313$, los errores son tanto más graves, cuanto más se eleve la ley de corte.

En la figura 3.21 se representa otro ejemplo correspondiente en este caso a la cantera *Brunita*, y referido aquí a la estimación de las leyes de Pb de los bloques de 20 x 20 x 5 de una planta.

La ley media del conjunto de los bloques de la planta estimada por el krigeaje es del 1,33% mientras que la media real, conocida tras el control de leyes, es del 1,24%. Existe por tanto una ligera sobreestimación de un 7%.

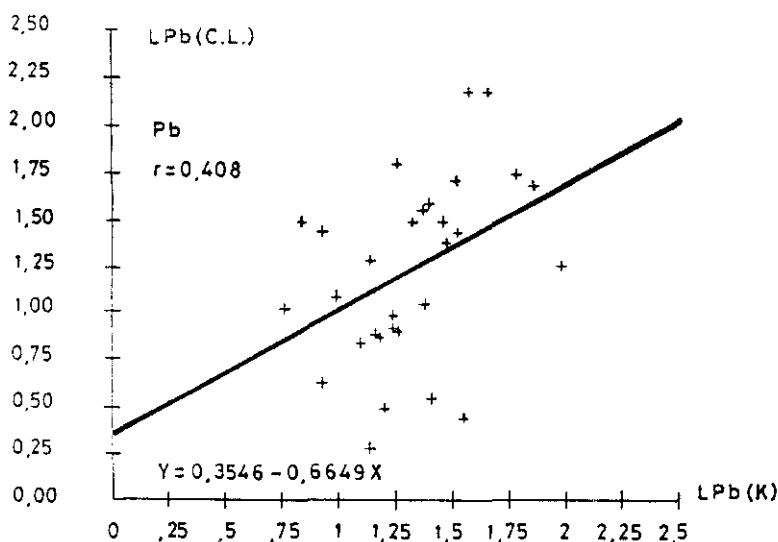


Figura 3.21 Cantera *Brunita*. Correlación entre leyes de bloques estimadas por krigeaje y leyes reales conocidas a posteriori (C.de L.)

Esta presencia de una sobreestimación es característica en yacimientos parcialmente explotados en subterráneo y por tanto con abundantes minados (minados que si bien inicialmente están huecos, en el momento de la explotación a cielo abierto, aparecen rellenos, en gran parte a expensas de los materiales estériles del techo del mineral, con el consiguiente ensuciamiento del mismo).

Pero por otra parte se observa, cómo la dispersión de los valores reales comprendidos entre 0,28 y 2,20, es mayor que la de los valores estimados, que lo están entre 0,77 y 1,98, y que el coeficiente de correlación entre las dos poblaciones es de sólo 0,41. Este hecho tiene mayor repercusión sobre la fiabilidad de la estimación :

Supongamos que se aplica una ley de corte del 1% sobre los bloques estimados; enviaríamos al lavadero 24 bloques, de los cuales 7 están en realidad por debajo de dicha ley

de corte y enviaríamos al estéril 4 bloques ricos. Evidentemente, si no dispusiéramos del Control de Leyes previo a la explotación, se cometería una **dilución** del mineral, y además una **pérdida** de reservas.

Podemos decir que la calidad de la estimación es más sensible a la densidad de la información disponible (malla de sondeos), que a la modalidad de técnica de estimación que se emplee. Así la ganancia de precisión que se obtiene aplicando una muy depurada técnica (el krigeaje), frente a otra menos sofisticada (el I.C.D.), es comparativamente muy pequeña, respecto a la que vendría dada por el cierre de la malla de sondeos.

En la figura 3.22, se muestra un caso concreto de ganancia de precisión (disminución de la varianza de estimación) a medida que se cierra la malla.

Es importante tener presente que ni el krigeaje ni ningún otro método de estimación, aseguran la ausencia de errores, si no solamente, en el mejor de los casos, que el error medio es

nulo; y para ello basta que haya el mismo número de bloques sobreestimados que subestimados. Por lo que se acaba de decir, se cometerían graves errores, si se realizara la selección de los bloques de mineral y de estéril en la práctica, sin previamente disponer de un segundo nivel de información complementario : **Los sondeos de control de leyes.**

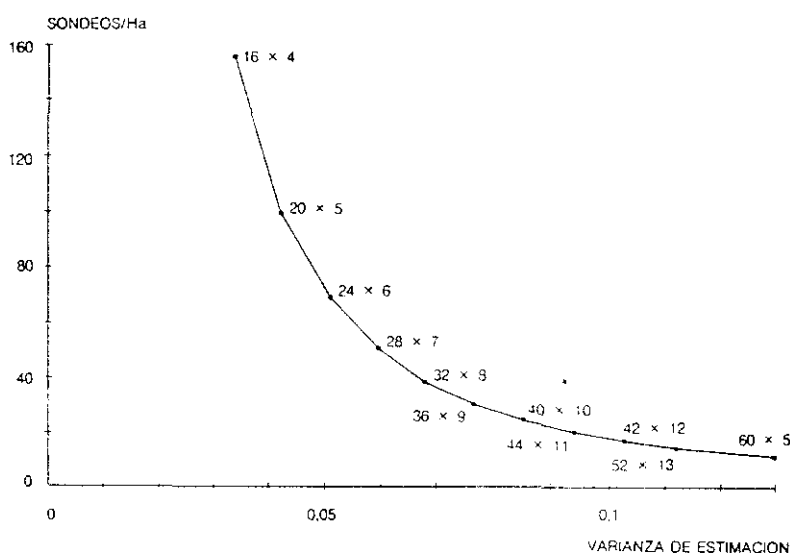


Figura 3.22 Curva varianza de estimación *versus* densidad de sondeos. Cantera Los Blancos.

La información de estos sondeos (o de los barrenos de voladura en su defecto) nos permitirá elaborar un segundo modelo de bloques, más pequeños y ajustados a la escala real de la operación, sobre el que definir las auténticas reservas recuperables, y sobre el que establecer una planificación a corto plazo y una correcta selección del mineral.

En definitiva, un modelo de yacimiento elaborado como se ha descrito anteriormente, servirá para establecer el diseño de la corta, el cálculo de las reservas in situ, la planificación a largo plazo y los estudios de viabilidad económica; pero no nos servirán para establecer

una planificación a corto plazo, ni como guía inmediata de la explotación.

3.4.1 - Otras limitaciones en la aplicación de las técnicas geomatemáticas de estimación, y de los métodos geoestadísticos en particular

1 - Referentes a la información de base

a) **La densidad de información :** Como señala Damay,(1975), los casos de depósitos marginales son cada vez más frecuentes (los claramente rentables ya fueron explotados o están en curso de explotación). Por otra parte la información cuesta cara, y las empresas están tanto menos dispuestas a gastar dinero cuanto mayor es el riesgo ; pero paradójicamente cuanto mayor es el riesgo y más marginal es el posible negocio, mayor es el nivel de precisión que se necesita para acometer la empresa con garantías. Está claro que la insuficiente densidad de información, limitará la posibilidad de aplicar los métodos geoestadísticos para la estimación.

b) **La configuración de la malla de sondeos :** Suele ocurrir en la práctica que las mallas de sondeos no son regulares o bien que su densidad no es homogénea, según la diferente complejidad geológica de distintas zonas del yacimiento, la inaccesibilidad del terreno, etc. lo que repercutirá en la validez del modelo numérico que se obtenga al aplicar los métodos geomatemáticos.

Por otra parte, no siempre una malla de sondeos, aunque regular, permite una estimación centrada de los parámetros de un yacimiento, ya que la estructura de la acumulación mineral puede ser tan *anisótropa* que "escape" a la malla. Ello suele ocurrir cuando existe un fuerte control estructural, no conocido al hacer los sondeos. Como ejemplo de esto último, se puede citar el caso de la mina *Los Blancos II* (figuras 3.23 y 3.24).

La existencia de un fuerte control estructural, en dicho yacimiento tipo 2º manto, ligado a la fracturación N-130º, determina que el metal se acumule preferentemente a lo largo de un estrecho pasillo, no detectado por la malla de sondeos de evaluación y evidenciado más tarde por la malla de control de leyes, tras haber sido puesto en explotación. Es evidente que en situaciones de este tipo se pueden cometer importantes subestimaciones.

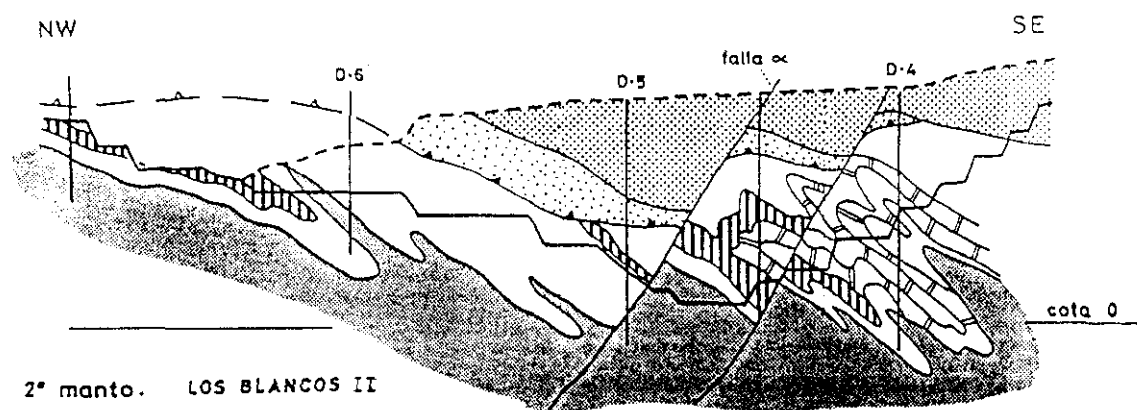


Figura 3.23 Corta *Los Blancos II* Perfil transversal D-D'. El pasillo estructural central y el enriquecimiento metal asociado, pasó inadvertido para la malla de sondeos de investigación.

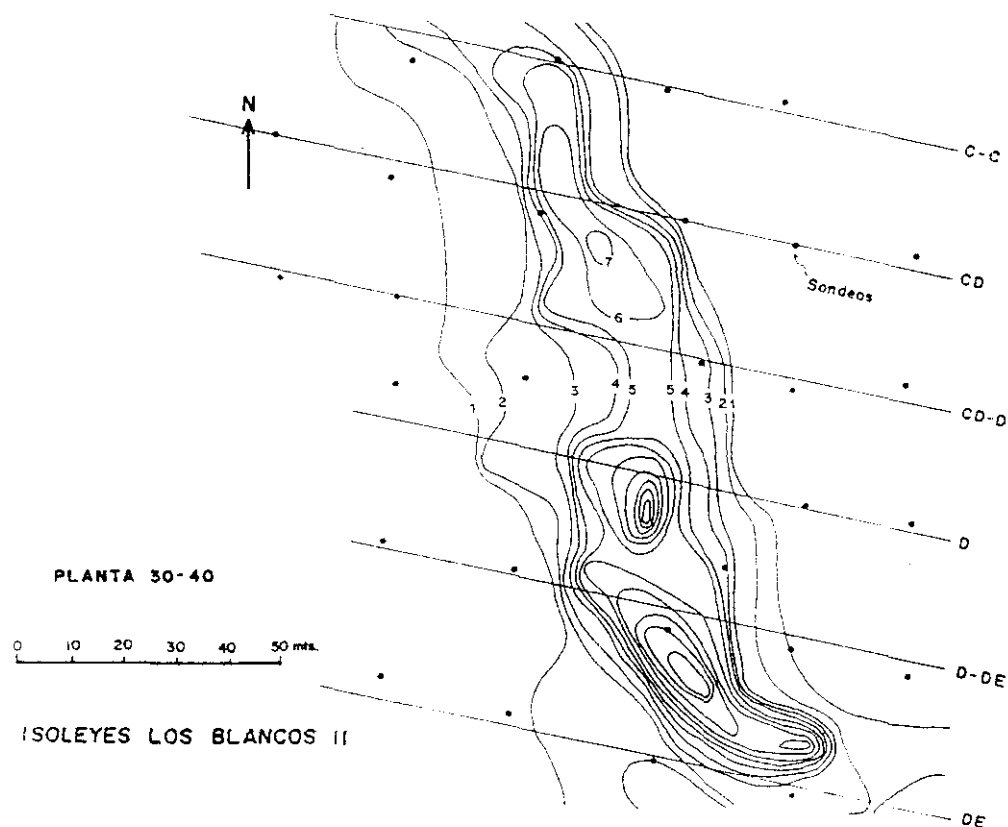


Fig. 3.24 Corta *Los Blancos II*. Isoleyes sobre la planta 30-40: Enriquecimiento del mineral a lo largo de un pasillo estructural, y malla de sondeos poco "sensible" al carácter de la mineralización

En la siguiente tabla, se presenta el resultado del estudio comparativo realizado entre los datos proporcionados por los sondeos de Investigación, y los correspondientes a los sondeos de control de leyes, a malla cerrada.

Tabla 3.1 Los Blancos II - Influencia de la malla sobre el cálculo de las leyes medias

Planta	Datos sondeos de Investigación		Datos sondeos de C. de Leyes	
	Ley Pb	Ley Zn	Ley Pb	Ley Zn
50	0.71	1.58	1.77	3.27
40	0.85	2.36	1.21	3.34
30	1.00	3.11	1.44	3.86
20	0.99	2.58	1.50	4.11
10	0.93	2.56	1.36	3.60
0	0.87	1.59	0.96	2.09
TOTAL	0.93	2.52	1.38	3.68

Las cifras presentadas en esta tabla, resultan simplemente de la aplicación de la misma ley de corte a ambas poblaciones de datos. Se evidencia que la malla de Investigación conlleva una fuerte subestimación de las leyes de más del 30%, tanto en Pb como en Zn.

La repercusión global de la utilización de una y otra malla sobre la valoración del yacimiento, y referida a los límites concretos de la corta diseñada, se resume en la tabla 3.2.

A la vista de esta tabla se comprueba una subestimación del 25% sobre el valor económico del mineral (el valor medio de la tonelada de mineral bruto fue de 1.500 pts, en lugar de las 1.120 previstas).

Tabla 3.2 Los Blancos II Comparación entre Previsiones y Resultados

Proyecto(en base a malla sondeos de Investigación)			Previsión en base al Control de Leyes			Resultados Lavadero		
Ton.	Pb%	Zn%	Ton.	Pb%	Zn%	Ton.	Pb%	Zn%
849.450	0.90	2.55	847.800	1.23	3.42	839.569	1.22	3.39

En el caso de *Los Blancos II*, afortunadamente y pese a ello y su supuesta marginalidad, se decidió su explotación, con lo que posteriormente se tuvo una agradable sorpresa por su subestimación. Pero en otros casos se han podido abandonar erróneamente depósitos que hubieran sido rentables.

Podemos resumir este apartado diciendo que la **correcta comprensión del fenómeno geológico dependerá de la escala de observación**, asimilando en este caso a ésta, la malla de sondeos, su densidad y configuración. Una estructura mineral sólo podrá ser reconocida y evaluada correctamente, en base a una malla de sondeos "**sensible**" a dicha estructura.

c) La representatividad de los sondeos : Normalmente se asume que los datos suministrados por los sondeos mecánicos son representativos de los parámetros del depósito mineral, al menos localmente; si embargo no siempre es así, y ciertos sondeos pueden dar una información muy sesgada respecto a los valores reales.

El riesgo de sesgos aumentará en razón inversa al porcentaje de recuperación de testigo, al diámetro de éste, a la consistencia mecánica del mineral, y dependerá muy especialmente del grado de dispersión o varianza de las leyes metal, y de los demás parámetros.

Especialmente delicado es el caso de empleo de sondeos de circulación inversa, cada vez más extendido, sobre todo, cuando las mineralizaciones se encuentran bajo el nivel freático, o son de carácter friable o poco coherente. En el capítulo 7, correspondiente a la estimación del yacimiento de *La Parrilla*, se analiza la grave repercusión que puede tener el empleo de este tipo de sondeos.

También puede ser crítico el caso de sondeos sobre zonas con labores subterráneas antiguas.

El control de la recuperación de muestra, y la aplicación de los oportunos tests estadísticos, serán fundamentales, por tanto, para dilucidar sobre este punto de la representatividad de los sondeos. (Véanse a este respecto los capítulos 6 y 7 correspondientes a los casos prácticos de valoración de la mina *Sultana* y de la mina *La Parrilla*).

2- Referente a la expresión mineralógica del mineral

La expresión o forma mineralógica bajo la cual se presenta el contenido metal de un yacimiento es uno de sus parámetros intrínsecos más importantes. De ella va a depender un importantísimo factor, el rendimiento metal, así como también la ley y otras características (tipos de impurezas etc) de los concentrados producidos en el lavadero .

En los casos más favorables, esta forma mineralógica puede ser regular u homogénea para todo el depósito, y bastará con el tratamiento de una muestra representativa, en planta piloto, para estimar la recuperación de metal a obtener en la planta industrial de concentración.

Sin embargo en muchos otros casos, y sobre todo para mineralizaciones de sulfuros próximos a la superficie, la expresión mineralógica (composición, textura, minerales asociados...) varía fuertemente de una zona a otra del depósito, y en consecuencia también la respuesta al tratamiento en la planta de concentración. Tanto es así, que las fluctuaciones en el rendimiento metal pueden ser más importantes, en términos relativos, que las de las leyes.

Por tanto los resultados económicos van a depender más de la variabilidad de los Rendimientos, que de la de las leyes. En este sentido Damay (1975) se pregunta "*¿De qué sirve minimizar el error de estimación de una ley, si se es incapaz de prever si la recuperación metal será del 45 % o del 95 %?*"

Siendo esto así, sin embargo, en los estudios geomatemáticos de estimación de reservas minerales, que aparecen en la bibliografía, no se suele dedicar una especial atención, por no decir ninguna, a este aspecto; y los modelos geoestadísticos se aplican siempre a las leyes, en relación con determinados soportes geométricos, pero no al carácter mineralúrgico; y ello fundamentalmente por la dificultad y alto coste que conlleva cuantificar dicho carácter.

En el departamento de Planificación minera de la SMMPE, en el que este autor estuvo integrado, pusimos a punto una sistemática de evaluación de reservas, en que sí se contemplaba este aspecto en toda su importancia.

Para ello, y de entrada, los testigos de sondeo no sólo se analizaban químicamente, si no que se sometían a ensayos mineralúrgicos sistemáticos (**tests de flotación**). La base de

datos de la campaña de sondeos, va a contener además de la información normal, el rendimiento metal experimental de cada tramo mineral, junto con su código litológico-mineralógico.

Este parámetro, de forma análoga al tratamiento dado a las leyes, es oportunamente interpolado mediante krigeaje u otra técnica, pero siempre con una serie de condiciones que garantizan su adaptación al modelo geológico previo.

El resultado final del proceso es un modelo numérico de bloques, donde cada bloque viene caracterizado por una ley y un rendimiento estimados (es decir un metal recuperable previsto).

A pesar de todo esto, la realidad práctica sigue siendo más compleja, y a veces se puede apartar bastante de estas previsiones. El rendimiento metal que resulta de las mezclas de ciertos minerales, muy diferentes entre sí, no tiene por qué corresponder con el resultado de su media ponderada, si no que puede ocurrir que uno de los tipos de mineral arrastre a los demás y haga caer el rendimiento del conjunto (*efecto tampón*).

3.4.2 - Reflexión sobre las técnicas de estimación, frente al riesgo económico en minería

Con ser muy importante la contribución de los métodos más avanzados de la Geoestadística a la industria minera, para reducir el nivel de error y de riesgo económico en las previsiones, así como para optimizar el aprovechamiento de las reservas durante su explotación, deberemos tener en cuenta no obstante, y como ya se acaba de señalar, que estos avances se refieren fundamentalmente al tratamiento de unos aspectos cuantitativos muy concretos (leyes, potencias...).

En la práctica minera hay que tratar también con una serie de aspectos, más difícilmente cuantificables, pero que pueden tener una gran repercusión económica en la operación. Tales son los problemas de Mineralurgia que suelen surgir durante la explotación de un yacimiento de sulfuros, que pueden determinar el éxito o fracaso económico.

En el centro minero de *La Unión*, en la Sierra de Cartagena, el rendimiento metal diario que se obtiene en la planta de concentración, puede fluctuar entre el 40% y el 85% para el Zn y aproximadamente del mismo orden para el Pb.

Estas fluctuaciones a nivel diario, son imprevisibles en muchos casos, ya que se pueden dar incluso manteniéndose un mismo frente de trabajo en la mina, sobre una zona mineral aparentemente homogénea.

Si nos referimos a la ley del concentrado, otro aspecto que va a tener una importante incidencia económica, si bien la del concentrado Zn permanece bastante constante, la del de Pb, puede variar entre el 48% y el 73%, en función del tipo de ganga asociado, y junto con la ley de Pb, variará también la ley en otros elementos, como S, As, Bi, etc. que pueden llegar a producir fuertes penalizaciones sobre el precio de venta o incluso el rechazo del concentrado por parte de la fundición.

Más relevante aún sobre los resultados económicos es la fluctuación de la cotización de los metales. El orden de magnitud de estas fluctuaciones, que pueden variar en más del 100% en pocos meses, es tal, que hace que los errores de estimación de leyes que se pueden cometer al utilizar unas u otras técnicas de estimación de reservas, parezcan comparativamente poco trascendentes.

Podríamos citar aquí a título de ejemplo, el de una conocida mina de Wolframio española, que ante una oferta de venta, fue investigada, evaluada, y finalmente, en base a las cotizaciones en curso y previstas, desechada como no rentable; y a los pocos meses y contra todo pronóstico, la cotización se duplicó, manteniéndose así por bastantes años, y enriqueciendo a su afortunado propietario.

Podríamos referirnos igualmente, al caso de un importante depósito de Zn en la Sierra de Cartagena, donde tras un rigurosísimo proceso de estimación con las técnicas más depuradas, que ponen de manifiesto y valoran unas reservas susceptibles de explotación, y ante las pesimistas previsiones de cotización previstas por los especialistas, se abandona y se vende. Pues bien a los dos meses de la venta, el precio del Zn pasó de 900 a 1600 \$.

En definitiva, creo no equivocarme al decir que, *pese a la importante repercusión económica de los errores de estimación, sin embargo muchos más fracasos mineros se deben a una mala previsión del comportamiento mineralúrgico, o a la desviación entre las cotizaciones previstas y actuales (por no citar otras causas de desajuste de las previsiones,*

entre ellas y fundamental los errores en la interpretación geológica del yacimiento).

Sirvan estas reflexiones un poco como contrapunto ante cierta autocomplacencia que se suele percibir en las publicaciones sobre las aplicaciones cada vez más sofisticadas de la Geoestadística a la minería. Tal vez los geoestadísticos puedan dar algún día un avance más importante para ésta si consiguieran resolver el problema de la previsión de cotizaciones de los metales a partir del análisis de su evolución histórica (variogramas temporales), y por qué no, si algún día, a partir de una síntesis de los datos petrográficos, texturales y geoquímicos de un depósito, consiguieran modelizar la recuperabilidad mineralúrgica.

**4 - EL PASO DEL PROYECTO A LA
EXPLOTACION (DEL MODELO AL
YACIMIENTO REAL):INTRODUCCION DE
CONTROLES**

4 - EL PASO DEL PROYECTO A LA EXPLOTACION (DEL MODELO AL YACIMIENTO REAL):INTRODUCCION DE CONTROLES

4.1 - Insuficiencia del Modelo inicial

Un depósito mineral rara vez será explotado en su totalidad ya que junto al mineral rico o pagable irá acompañado de mineral más pobre o no pagable, lo que obliga a hacer una selección del mismo en la práctica.

Sobre el modelo de bloques estimados, dicha selección ya aparece hecha, mediante la aplicación del correspondiente *parámetro de corte*, como resultado de lo cual hemos obtenido las *reservas in situ*. Sin embargo en la práctica, la selección se materializa sobre bloques mucho más pequeños, condicionados por la malla de voladura y la variabilidad real del mineral, por ello, nos encontraríamos con errores importantes y fuertes diferencias entre las previsiones y los resultados reales de la explotación, si sólo dispusiéramos en el momento de ésta, de la información de dicho modelo de bloques. La importancia de esas diferencias dependerá principalmente de:

- La calidad de la estimación (varianza de estimación de los bloques del modelo)
- La diferencia de soporte entre el bloque de estimación y el bloque de explotación
- Las restricciones geométricas de la explotación

En la práctica minera se comprueba efectivamente, la insuficiencia del modelo previo del yacimiento, basado en la malla de sondeos de investigación, para poder establecer una **planificación a corto plazo** y una **explotación selectiva** de las reservas.

elabora un nuevo modelo más adaptado a la escala real de trabajo y más cercano a la realidad minera.

La preexplotación no sólo sirve para permitir una explotación selectiva y posibilitar unas previsiones fiables a corto plazo, sino que además, permite perfeccionar el modelo inicial del yacimiento, lo que debe repercutir en una mejora de la estimación global y eventualmente en la redefinición del proyecto.

Tal proceso no debe limitarse sólo a una mera adquisición de datos cuantitativos a escala local, control de leyes propiamente dicho, sino que debe concebirse como una testificación en continuo de las partes del yacimiento que el avance de la explotación va dejando accesibles. Por tanto considero más adecuado para estas operaciones el término de **control geológico de la explotación**, término más amplio ya que se trata de la integración de información cuantitativa y cualitativa a nivel local, obtenida día a día, que en su momento nos ayudará a resolver problemas prácticos que se presenten, sea a la escala global del proyecto, a la del banco de explotación, o a la escala mineralógica o del proceso mineralúrgico.

Adicionalmente el control geológico de la explotación debe aportar un mejor conocimiento de la geología regional y contribuir al descubrimiento y estudio de nuevos yacimientos.

4.1.1 - Los tipos de control a efectuar y su adecuación al carácter del cuerpo mineralizado

Todo depósito mineral se puede definir mediante una serie de parámetros que podríamos agrupar en dos clases: **parámetros espaciales o geométricos** y **parámetros de contenido**. Los primeros son los que definen la morfología y situación espacial relativa del cuerpo mineralizado en relación con la roca encajante. Los segundos se refieren a los aspectos cuantitativos y cualitativos del contenido metal (reparto y dispersión de las leyes, forma mineralógica y características mineralúrgicas).

Por lo general, los cuerpos mineralizados suelen presentar contornos irregulares, con

variaciones fuertes de espesor, estando afectados por discontinuidades y deformaciones tectónicas. Tal morfología irregular, muy suavizada por el modelo inicial de estimación, es el primer aspecto a controlar a partir del arranque de la explotación : **control morfológico**.

Respecto al reparto del metal dentro del cuerpo mineralizado y la consiguiente variabilidad de leyes, nos podemos encontrar con todas las transiciones posibles desde los depósitos regulares y fuertemente *estructurados* (variaciones proporcionales a las distancias), hasta los muy irregulares y de carácter aleatorio o "*pepítico*" (ausencia de correlación espacial de las leyes). Esta variabilidad del reparto metal, producto de la sucesión de procesos geológicos concentradores y diseminadores durante millones de años, y de factores topominerales, será el segundo aspecto a controlar : **control cuantitativo o control de leyes**.

Por otra parte, en todo depósito mineral, es normal encontrar heterogeneidades respecto a la expresión mineralógica de la mena (composición, texturas y minerales asociados) como consecuencia de la diversidad de factores metalogénicos en los distintos puntos del depósito, durante y después de su formación. Por ello, dado que las variaciones en este aspecto tienen una repercusión directa sobre el tratamiento mineralúrgico , el rendimiento metal, y por tanto sobre los resultados económicos, se hace necesario su control y seguimiento : **control cualitativo o mineralógico**.

Resumiendo lo dicho, tenemos que para establecer una correcta planificación minera a corto plazo y desarrollar una explotación selectiva adecuada a las características reales, no suavizadas, del yacimiento se debe realizar un triple control que comenzará normalmente tras la fase de descubierto inicial o de desmonte previo :

- 1- **control morfológico**
- 2- **control cuantitativo o c. de leyes p.d.**
- 3- **control cualitativo o c. mineralógico (c. de rend. metal)**

La figura 4.1 representa de una forma conceptual, la distancia entre el modelo y el yacimiento real, debido a los efectos antes mencionados, y la necesidad de apoyarse en los controles propuestos, para poder acometer convenientemente su explotación.

Dependiendo del tipo de yacimiento, y del contexto geológico particular, es claro que variará la importancia relativa de esos controles, pudiendo incluso hacerse innecesario alguno de ellos:

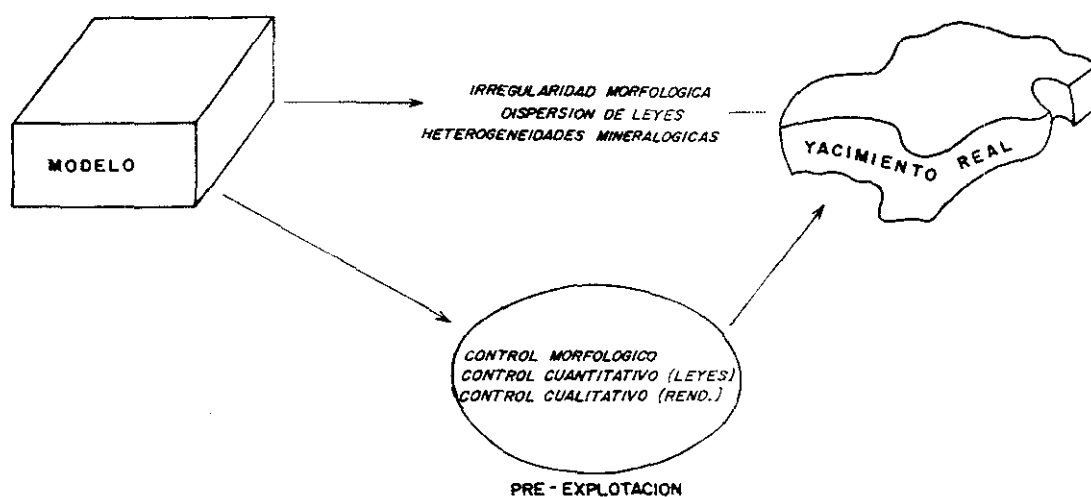


Figura 4.1 La introducción de controles, como forma de salvar las diferencias entre el Modelo y el Yacimiento real

1- El **control morfológico(c.m.)** será prioritario e imprescindible para depósitos muy irregulares o deformados. Piénsese en los depósitos paleozoicos vulcano sedimentarios de sulfuros complejos, en zonas muy plegadas. Este control morfológico puede incluso ser el único necesario si, como ocurre a veces, los límites del mineral son netos, su contenido metal regular y su carácter mineralógico homogéneo.

Análogamente se podrían citar otros tipos muy diferentes de depósitos en los que el **c.m.** es prioritario; tal sería el caso de los cuerpos filonianos monominerales, donde el control de la potencia, dirección e inclinación, es lo más importante para su explotación.

2- El **control cuantitativo o control de leyes(c.de l.)** es el fundamental o prioritario en el caso de los grandes depósitos de tipo diseminación o de tipo stockwork, como son los Pórfidos cupríferos, donde el cuerpo mineralizado no está confinado por límites geológicos, sino que tiene unos límites difusos a delimitar por un criterio económico.

3- El **control cualitativo o mineralógico** será a su vez el prioritario en aquellos depósitos con regularidad tanto en la morfología como en las leyes, pero que tengan fuertes variaciones de carácter mineralógico con repercusión sobre los resultados económicos de la

operación. Tal es frecuentemente el caso de los depósitos de Fe, donde el control de las zonas ricas en alcalinos, en fósforo u otros componentes puede ser decisivo.

El ejemplo más común de prioridad de este control mineralógico lo tenemos en los depósitos de sulfuros más o menos superficiales, en los que se van a dar zonas con distintos grados de alteración, con óxidos, carbonatos y sulfatos, sulfuros supergénicos, etc., intercaladas, a veces de forma muy intrincada con el mineral primario; y donde a efectos de su tratamiento mineralúrgico será fundamental la selección en mina de las diferentes calidades.

4.1.2 - El control del yacimiento en el caso de los depósitos de la Sierra de Cartagena

Los depósitos explotados en la Sierra de Cartagena corresponden a diferentes tipologías y a diversos contextos geológicos, lo que determina que la importancia relativa de los controles a aplicar, varíe de unas explotaciones a otras:

Depósitos tipo "Primer Manto" : Se trata de depósitos de reemplazamiento, de gran volumen y bajas leyes, situados a la base del Trías carbonatado Alpujárride, de contornos muy irregulares. La mineralización, de sulfuros diseminados, presenta enclaves estériles, complicado con numerosas zonas de alteración. Se ha explotado principalmente en las canteras *San Valentín y Emilia*.

En dichas explotaciones los tres tipos de control han sido importantes, pero especialmente el control cuantitativo y el control cualitativo .

Depósitos tipo "Segundo Manto" : Son depósitos de carácter estratiforme, asociados al nivel de mármoles Nevado-Filábrides, con un espesor medio del orden de 10 metros. La mineralización de sulfuros, presenta zonalmente predominio de uno u otro sulfuro (zonas piritosas, zonas blendosas, etc.), con fuertes variaciones en la calidad mineralúrgica. Estos

cuerpos mineralizados están afectados por el plegamiento y fracturación, lo que complica su geometría.

Se han explotado principalmente en las canteras *Brunita*, *San José*, *Gloria*, *Los Blancos*, y *Tomasa*. En ellas y de una forma general, el control morfológico ha sido el prioritario, seguido en importancia por el control cualitativo.

Depósitos tipo "diseminación" en el Mioceno : Depósitos de gran volumen y límites difusos, alojados en rocas detríticas miocenas, a lo largo de una fosa tectónica. La mineralización consiste en sulfuros tan finamente diseminados, que normalmente no son perceptibles a simple vista, presentando fuertes contrastes en su calidad mineralúrgica.

Se explota en la cantera *Sultana*. En dicha explotación es prioritario e imprescindible el control cuantitativo(leyes), siguiéndole en importancia el control cualitativo(rendimientos) en tanto que el control morfológico no tiene aquí interés.

Como reflexión general sobre la adecuación del tipo de control a efectuar en un yacimiento, podríamos concluir que éste, debe establecerse dando prioridad a los aspectos más críticos del cuerpo mineralizado.

Así, cuanto menor sea el espesor y más irregular su forma, mayor importancia tendrá su control morfológico. Cuanto más bajas y con mayor dispersión sean sus leyes, mayor relevancia tendrá el control cuantitativo de éstas. Finalmente, cuanto más problemático e irregular sea su comportamiento mineralúrgico, mayor prioridad debe darse al control cualitativo.

4.2 - *EL CONTROL MORFOLOGICO DEL CUERPO MINERALIZADO (C.M.)*

4.2.1 - *Bases del control Morfológico*

La base de este control la proporciona el seguimiento del avance de los frentes de explotación, mediante la cartografía geológica sistemática de éstos, con el apoyo del control "de visu" del ripio de los barrenos.

La cartografía geológica de frentes se apoya en las actualizaciones topográficas que sistemáticamente se realizan en las explotaciones mineras para controlar el avance de los bancos y los movimientos de tierras. Esas actualizaciones, sea con topografía convencional o mediante fotogrametría terrestre, se hacen generalmente con una periodicidad mensual, aunque en algunos casos conviene hacerlas con una periodicidad más corta, idealmente entre voladura y voladura.

En las grandes explotaciones a cielo abierto la escala más habitual de trabajo en cartografía geológica es la de 1:1000. La cartografía de los frentes debe representar especialmente los contactos cuerpo mineralizado-roca encajante, las estructuras que afecten a la continuidad del mineral o que repercutan en su contenido metal, las variaciones de facies mineralógicas y presencia de alteraciones, etc., y en definitiva todas aquellas características útiles para poder interpretar después los datos aportados por sondeos y barrenos, poder guiar la explotación selectiva del mineral, y tener un mejor conocimiento del yacimiento.

Además del levantamiento geológico de los frentes, se debe realizar también sistemáticamente un control "de visu" de los barrenos de voladura en las zonas de mineral, o más exactamente del "rípio" resultante, para comprobar si se cortan diferentes materiales y la posición de los contactos mineral-techo y mineral-muro a fin de interpretar mejor los datos de los análisis químicos, y prever si procede las oportunas medidas de selectividad.

Los levantamientos periódicos de frentes, complementados por los datos de control de los barrenos, se integran en un plano de síntesis para cada planta o banco de la explotación, a fin de obtener una visión tridimensional del desarrollo morfológico del cuerpo mineralizado, de sus características geológicas, contactos, estructuras etc.

En las láminas adjuntas se presentan ejemplos de planos de síntesis de levantamientos de frentes correspondientes a dos explotaciones a cielo abierto de la Sierra de Cartagena: Cantera *San Valentín* y cantera *Los Blancos*.

4.2.2 - La utilización del control Morfológico

La información que proporciona el control morfológico se utilizará para los siguientes fines:

- a) Como soporte o base para los controles cuantitativo y cualitativo del mineral.
- b) Para ayudar a establecer unas pautas de selectividad y contribuir a un óptimo aprovechamiento de las reservas.
- c) Para integrarla en los cortes geológicos generales del yacimiento y mejorar el modelo geológico inicial.

Respecto al punto *a*, el **c.m.** nos ayudará a situar los sondeos de control de leyes sobre las zonas de mineral, ahorrándonos sondeos sobre las zonas estériles a priori, facilitará la interpretación de los datos analíticos y permitirá la correlación entre leyes, rendimientos metal y características geológicas, de lo que el personal técnico de la explotación podrá obtener criterios prácticos de actuación ante las situaciones (frecuentes) de falta de datos en determinadas partes del yacimiento.

Respecto al punto *b*, el **c.m.** permite aconsejar al ingeniero de explotación la forma más conveniente de hacer el arranque en las diferentes zonas de mineral, habida cuenta de la morfología del cuerpo mineralizado y su posición relativa respecto al banco de explotación. Para ilustrar el interés de este punto expondré unos ejemplos:

Supongamos que los barrenos de control de leyes en una zona de la explotación han dado ley baja, inferior a la ley de corte. Este dato objetivo puede obedecer a diversas situaciones geológicas, de muy diferente repercusión minera. En la figura 4.2, se representan tres de esas posibles situaciones. Las pautas de explotación a seguir son claramente distintas en los tres casos, ya que mientras en el primero, el material será enviado al stock de marginales, en los otros dos, se hará una selectividad vertical para eliminar el estéril y aprovechar el mineral pagable.

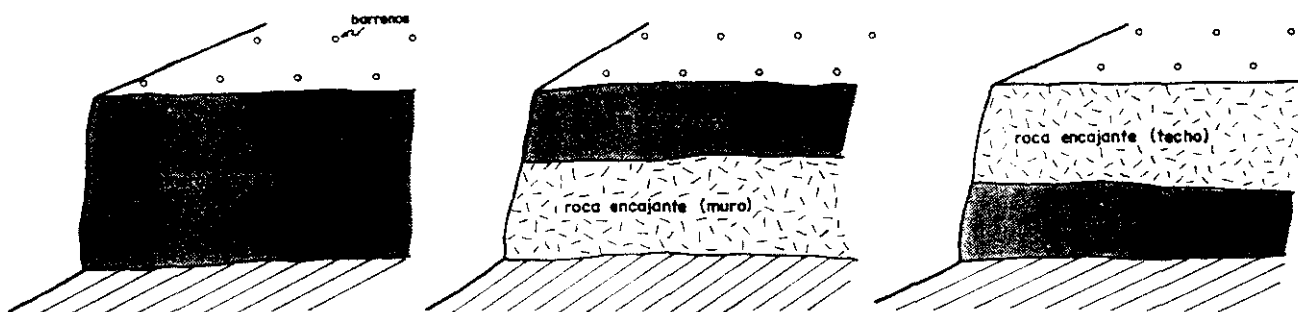


Figura 4.2 Las leyes marginales encontradas por los barrenos, pueden corresponderse con una de estas tres diferentes configuraciones de mineral

En el segundo ejemplo, representado en la figura 4.3, se ve cómo, lo que en base puramente al control de leyes se interpretaría como un empobrecimiento progresivo del mineral no es tal, sino simplemente consecuencia del buzamiento del cuerpo mineralizado.

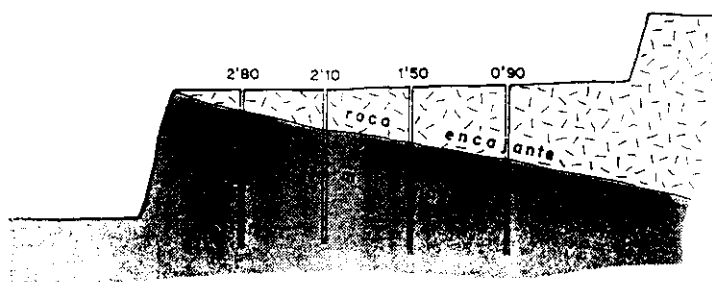


Fig 4.3 El control morfológico permite interpretar correctamente la disminución de la ley media del banco por efecto del buzamiento del mineral, y en consecuencia programar su explotación selectiva.

En el caso de tratamiento de los datos de los barrenos de control de leyes por Krigearje, para la estimación de pequeños bloques de explotación, el control morfológico cobra una mayor importancia aún.

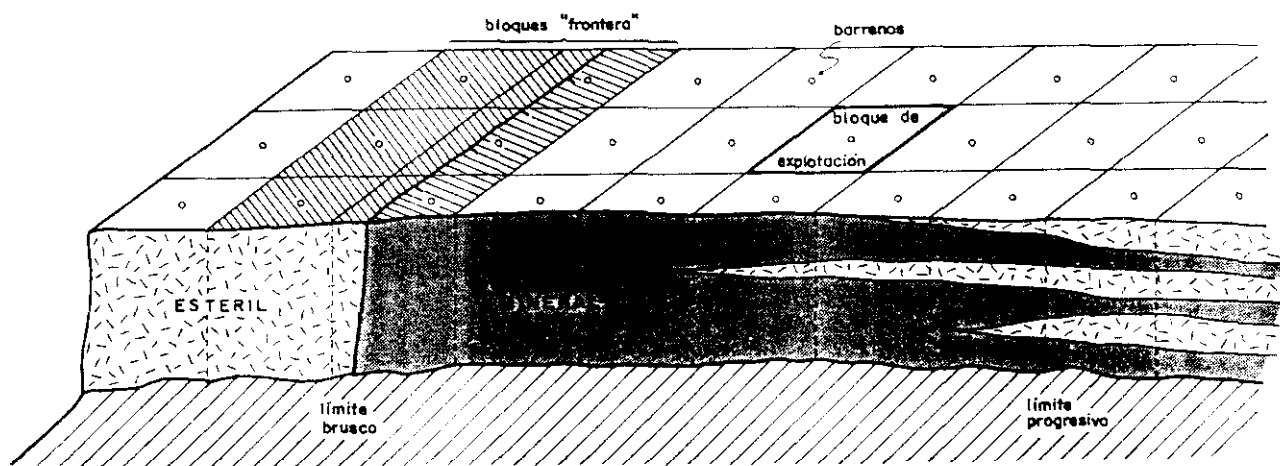


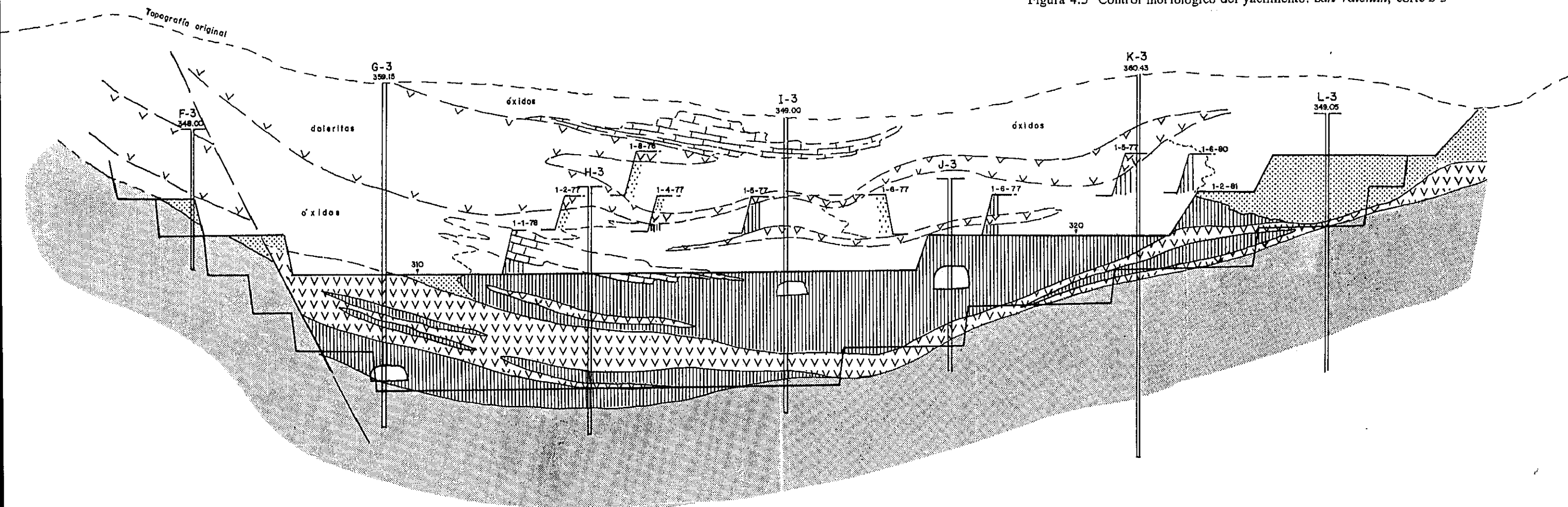
Figura 4.4 Importancia del control morfológico, para interpretar correctamente los resultados de un krigeaje.

Por limitarnos a un ejemplo sencillo, véase en la figura 4.4 adjunta, cómo en el caso de no llevar un control de la geometría del mineral, operando sobre bloques krigeados, programaríamos erróneamente como mineral, una serie de ellos netamente estériles (ensuciamiento o dilución) en caso de leyes altas del mineral, o a la inversa, en caso de leyes mediocres, programaríamos como marginal o estéril una serie de bloques de mineral neto (pérdidas).

Respecto al punto c, el situar la geología de los bancos, en sus distintas fases de evolución, sobre los perfiles geológicos del yacimiento, basados en los sondeos de la malla de reconocimiento, nos permite interpolar observaciones geológicas directas entre dichos sondeos, y precisar mucho más los contactos y estructuras geológicas.

En las figuras 4.5, 4.6, 4.7, 4.8, 4.9 y 4.10, en láminas adjuntas, se muestran algunos perfiles geológicos de sondeos, pertenecientes a las canteras *San Valentín* y *Los Blancos*, reinterpretados con la ayuda de los *levantamientos de frentes*, que permitieron, entre otras cosas, una re-evaluación más correcta del yacimiento, la ampliación de los límites de corta, etc. Se acompañan también plantas geológicas de síntesis, elaboradas mediante integración de los levantamientos mensuales de frentes. Con estos planos de síntesis se obtiene una reconstrucción bastante perfecta de la morfología del cuerpo mineralizado. Ello, aparte de su aportación al conocimiento metalogénico, ayuda a mejorar las previsiones, a mejorar la adaptación del arranque a la selectividad del mineral, a planificar mejor los sondeos de control de leyes con el consiguiente ahorro de sondeos inútiles, etc.






Figura 4.5 Control morfológico del yacimiento, *San Valentín*, corte 3-3'



CONTROL MORFOLOGICO DEL YACIMIENTO

CANTERA SAN VALENTIN

CORTE 3-3'

-  Calizas
-  Doleritas
-  Oxidos
-  Manto Greenalita - Sulfuros
-  Fillitas

0 50m.

1-3-79
Levantamiento geológico del banco
en la fecha y posición señalados

Límite de corta

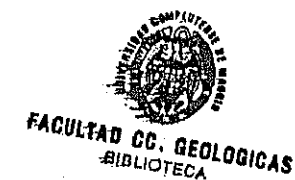


Figura 4.6 Control morfológico del yacimiento. San Valentín, corte 4-4'

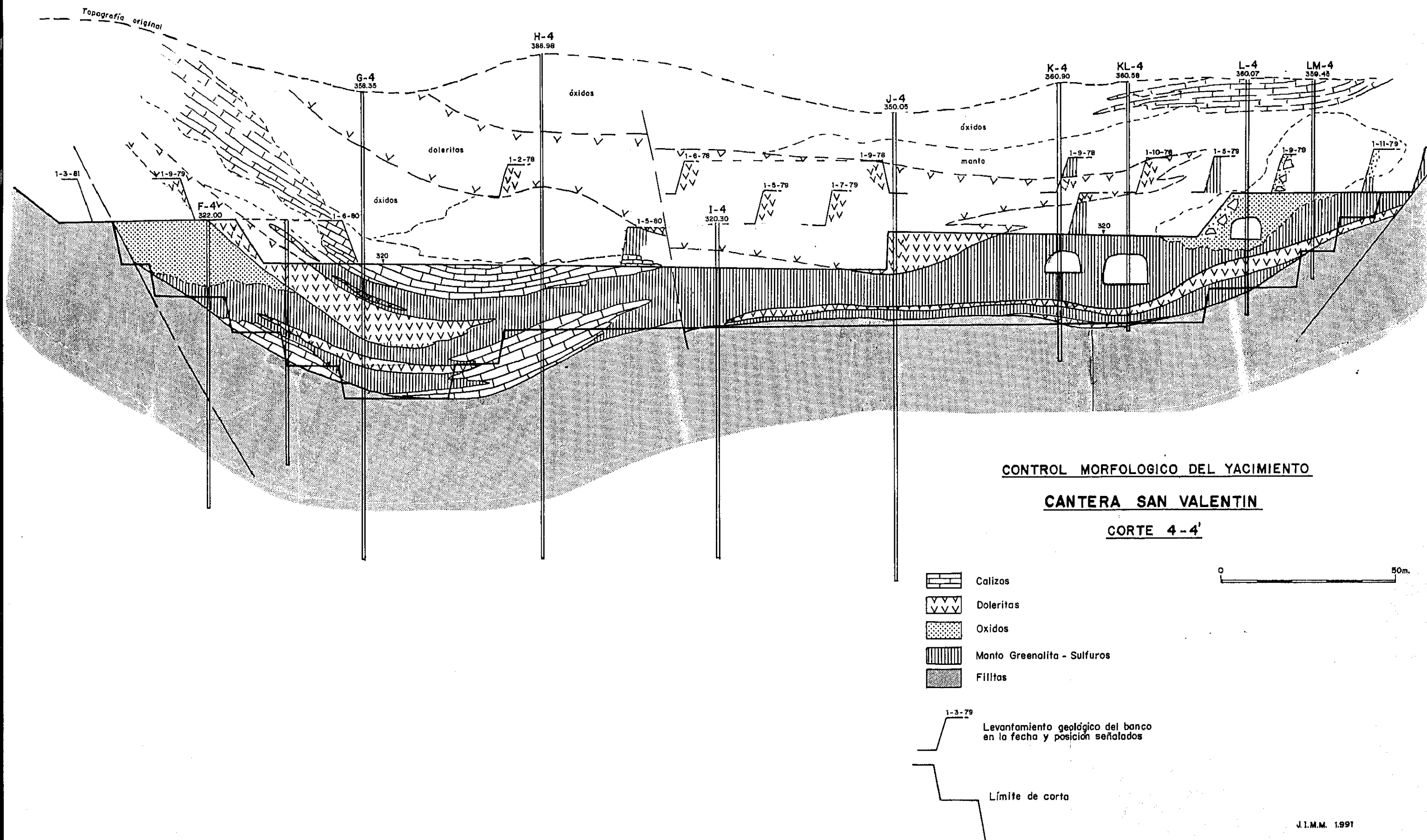
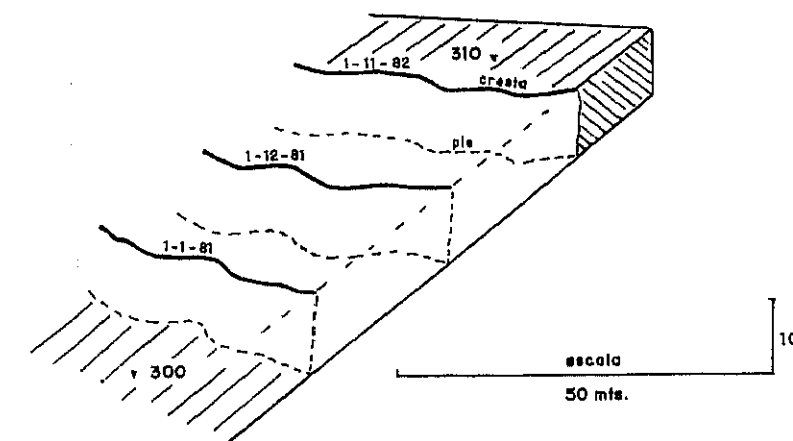


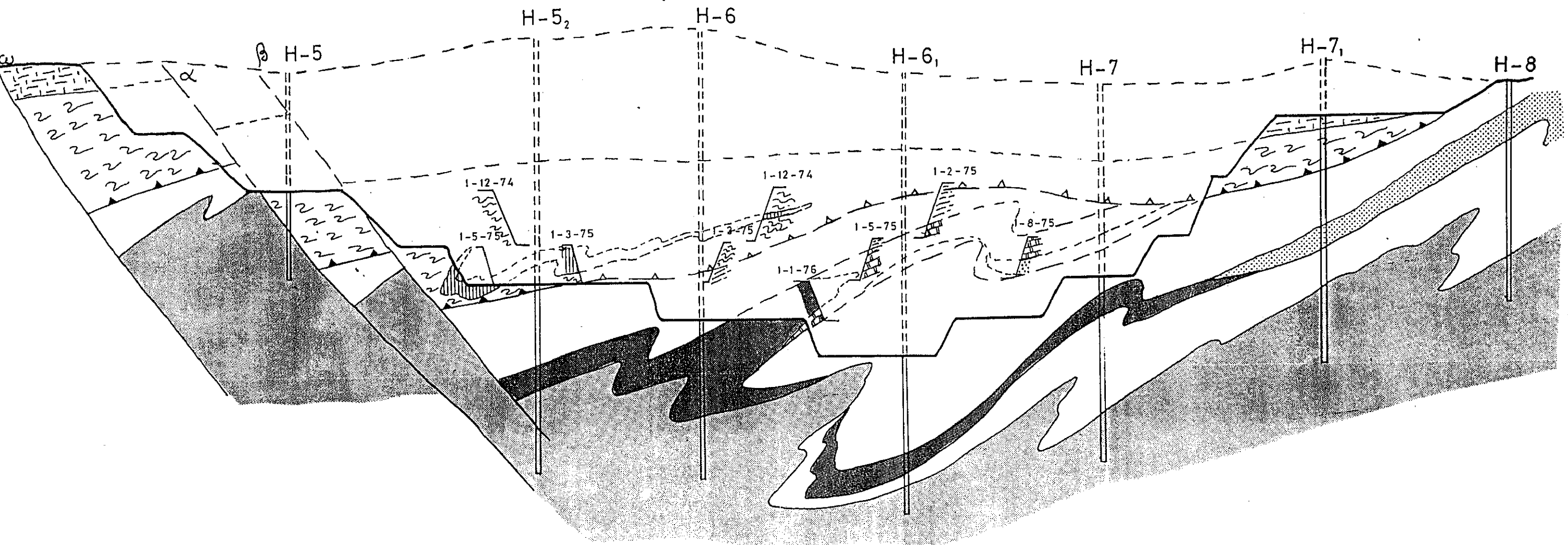
Figura 4.7 Reconstrucción geológica de un banco explotado:

San Valentín, niv. 300-310

CONTROL DEL YACIMIENTOCANtera SAN VALENTINSEGUIMIENTO GEOLOGICO POR BANCOS DE EXPLOTACIONEVOLUCION DEL BANCO 300 - 310

- Dolomías
- Calizas
- Doleritas
- Oxidos
- Manto Greenalita-Sulfuros
- Calaminas (Carbonatos Fe-Zn)
- Filones Galena-Blenda
- Filitas

Figura 4.8 Control morfológico. Los Blancos, corte H-H'



CONTROL MORFOLOGICO DEL YACIMIENTO

CANTERA LOS BLANCOS

CORTE H-H'

0 m 50 m










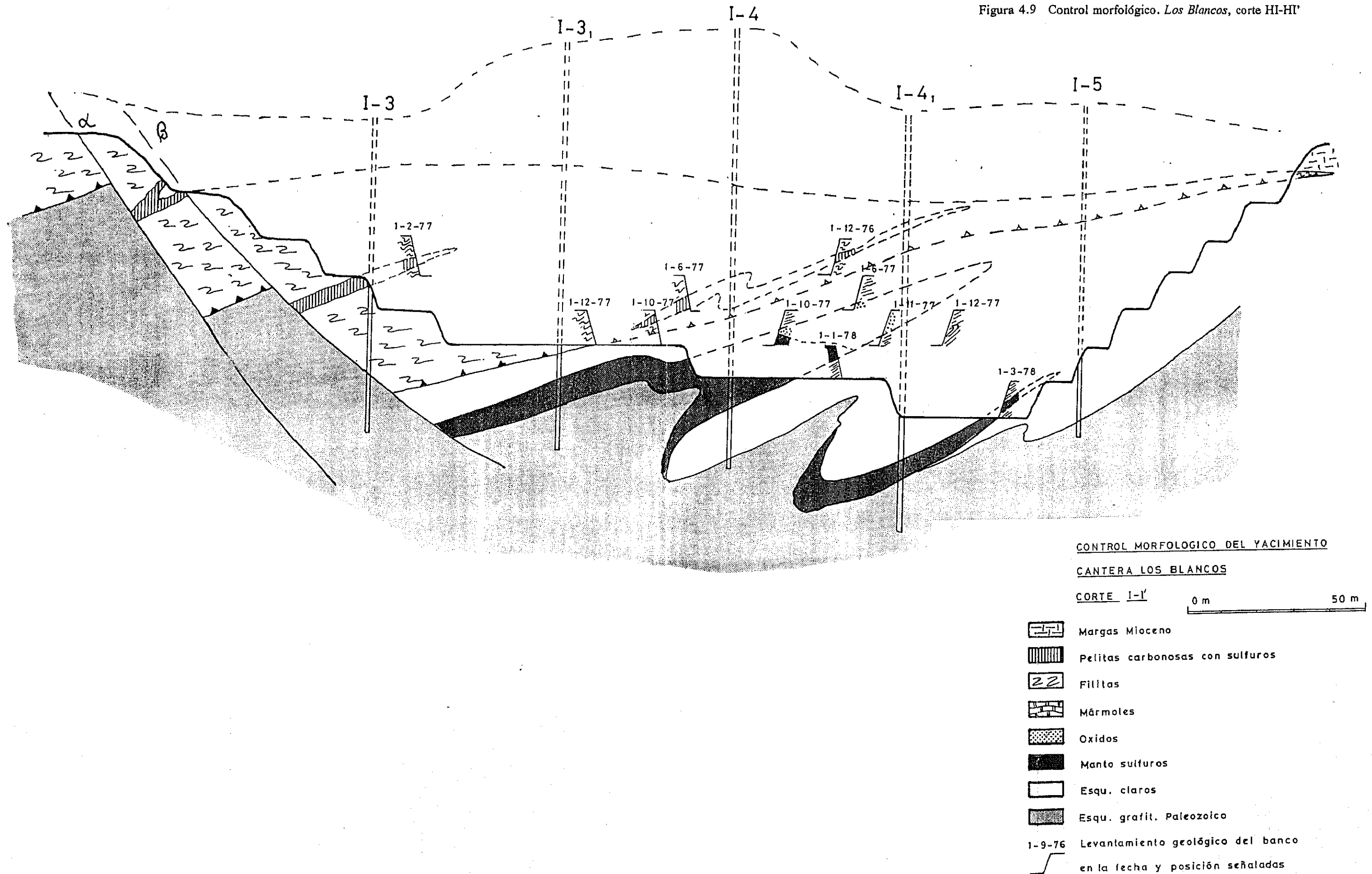
-  Margas Mioceno
-  Pelitas carbonosas con sulfuros
-  Filitas
-  Mármoles
-  Oxidos
-  Manto sulfuros
-  Esqu. claros
-  Esqu. grafit. Paleozoico
-  1-9-76 Levantamiento geológico del banco en la fecha y posición señaladas

Figura 4.9 Control morfológico. Los Blancos, corte HI-HI'



LEYENDA

-  Manto Sulfuros
-  Blanquetes
-  Reticulado Sulfuros
-  Oxidos
-  Mármoles
-  Esqu. Chrr.-Sericit.
-  Esqu. Grafitosos
-  Alternancia Esqu. Grafit. y Cuarzitos Grises

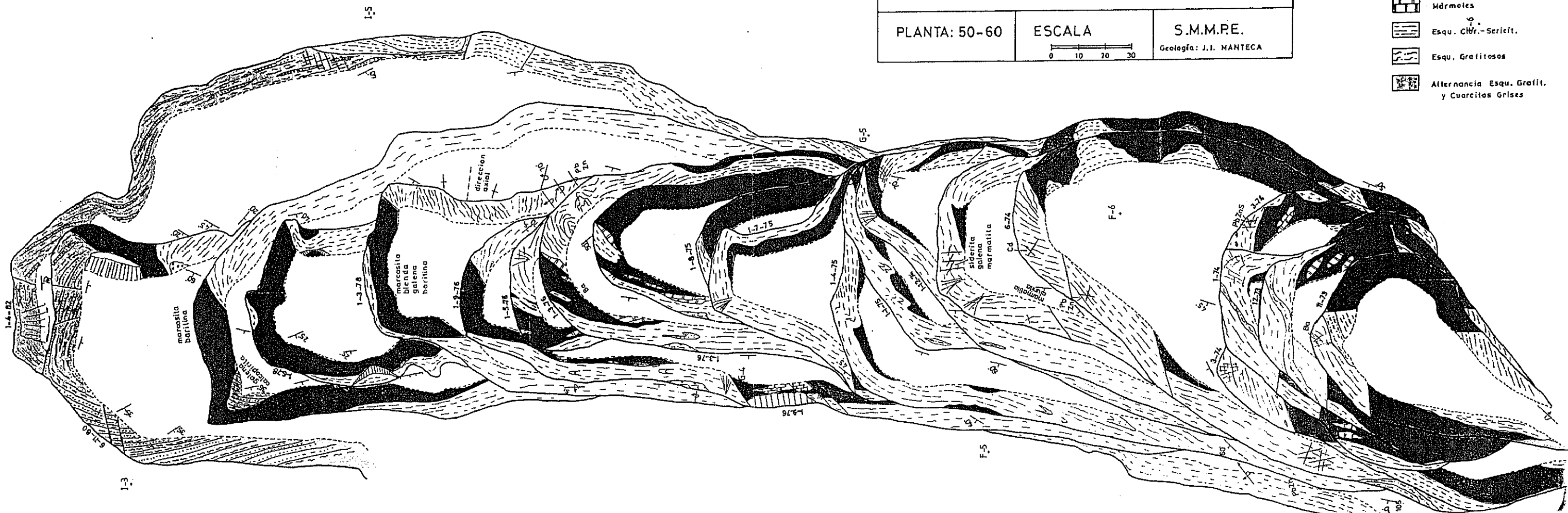
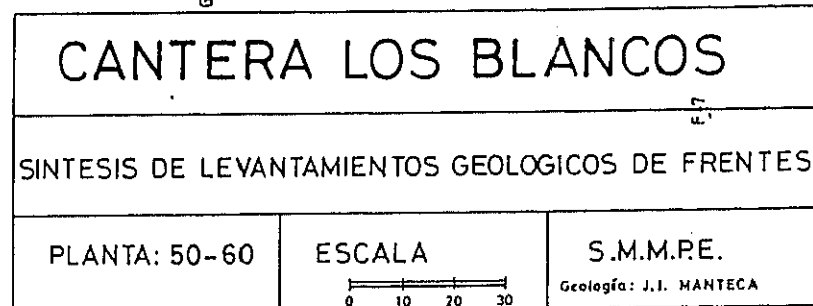


Figura 4.10 Reconstrucción geológica de un banco explotado: *Los Blancos*, niv.50-60

4.3 - EL CONTROL CUANTITATIVO O CONTROL DE LEYES (C.L.)

4.3.1 - Bases y objetivos

La *ley*, o contenido porcentual de un determinado elemento en la roca mineralizada, varía de un punto a otro del yacimiento. Si utilizamos los términos geoestadísticos, la ley se considera como una función aleatoria $Z(x)$ que en cada punto del depósito presenta una realización o valor concreto $z(x)$. Según esto podemos definir el control de leyes como el proceso mediante el cual se determinan experimentalmente los valores locales $z(x)$, que la variable ley metal $Z(x)$ adquiere en los diversos puntos del yacimiento.

La base para todo control de leyes es el establecimiento de una toma sistemática de datos, llamada también 2º nivel de información.

Tal toma de datos puede hacerse a partir de muestreos sistemáticos, muestras físicas o de roca, que posteriormente se someten a análisis químico, lo que es el caso más general, o bien a partir de la medición directa "in situ" de ciertos parámetros físicos de la roca (*logging*) que más tarde se traducen a leyes.

Las leyes experimentales obtenidas permiten estimar el depósito en pequeños bloques que constituyen las unidades o módulos de la explotación, a partir de lo cual se posibilita su explotación selectiva.

Los objetivos a alcanzar mediante el control de leyes son los siguientes:

- a- Estimación de las leyes a la escala de los bloques de explotación.
- b- Posibilitar una explotación selectiva en relación con las leyes de corte fijadas, con lo que se minimiza la cantidad de estéril que llega al lavadero, y por tanto se maximizan los resultados económicos de éste.
- c- Establecimiento de previsiones fiables a corto y medio plazo.
- d- Guiar a la explotación para alcanzar esas previsiones.
- e- Ofrecer alternativas de producción a la dirección de la mina.

Es obvia por tanto, ante la importancia de los citados objetivos, la necesidad de un control de leyes, que de hecho es práctica habitual en la mayoría de las minas del mundo, bien que el rigor con que se realiza sea de muy diversa índole.

De los cinco puntos anteriormente citados, el fundamental es: **Posibilitar la explotación selectiva adecuada del yacimiento**. Ello es muy importante para el resultado económico de la operación minera, si tenemos en cuenta que salvo excepción, ningún depósito mineral va a ser explotado en su totalidad, sino sólo parcialmente, aquellas partes que están por encima de la ley de corte.

Por ello, el que dicha selectividad se realice en base a datos lo mas exactos posible, basados en un 2º nivel de información, acorde con la escala real de la operación, será una de las garantías necesarias.

La necesidad del control de leyes es tanto mayor cuanto más pobres sean los depósitos y por tanto, más cerca se esté de la marginalidad o de la pérdida económica. Por otra parte y como es obvio, no se trata sólo de obtener un alto grado de información, si no que es fundamental procesar ésta para poder planificar y conducir adecuadamente la explotación del yacimiento.

4.3.2 - La Sistemática del control de leyes

El proceso operativo del control de leyes, sigue una metodología variable en función de las características del depósito y del tipo de explotación.

Dentro de esta variabilidad vamos a exponer la sistemática más general, en explotaciones a cielo abierto, y ejemplo de su aplicación para el caso de las de la Sierra de Cartagena.

4.3.2.1 - La obtención de muestras

Consideremos el depósito mineral dividido en plantas o bancos de explotación de altura fijada. Tenemos dos alternativas principales para realizar el muestreo del mismo:

1ª) a partir de los barrenos de voladura.

2ª) a partir de sondeos específicos de control de leyes.

En el primer caso, se aprovechan los detritus o "*cuttings*" producidos en la perforación de los barrenos de voladura, para someterlos a análisis químico y determinar sus leyes. Eventualmente, en casos especiales de mineralización, se usa una simple inspección ocular para esa determinación.

La malla de los barrenos no es absolutamente regular, ya que se condiciona al carácter geomecánico de los materiales y a la configuración de los bancos por efecto de voladuras anteriores.

En la segunda alternativa, se trata de la ejecución de sondeos específicamente orientados al control de leyes, según malla regular, con perforadoras adecuadas a tal fin, dotadas con sistemas de captación que permiten una máxima recuperación de la muestra.

La elección entre estas dos alternativas no es banal, como se puede deducir de la tabla comparativa adjunta (tabla 4.1), que muestra las ventajas e inconvenientes de una y otra.

De estas dos opciones, la más conveniente, pese a su mayor incidencia sobre el precio de coste, es la segunda, por ser la única que nos va a permitir alcanzar todos los objetivos que persigue el control de leyes.

Tabla 4.1 : Alternativas de muestreo, ventajas e inconvenientes.

	BARRENOS DE VOLADURA	SONDEOS ESPECIFICOS DE CONTROL DE LEYES
V E N T A J A S	<p>Economía.</p> <p>Densidad de la malla.</p> <p>Gran diámetro(mayor cantidad de muestra, y mayor representatividad para mineralizaciones altamente aleatorias).</p>	<p>Malla regular y adaptada a la estructura(anisotropía) del yacimiento.</p> <p>Mayor representatividad de las muestras.</p> <p>Facilidad para el registro y cómputo de los datos (ventajas para las aplic. geostadísticas u otras).</p> <p>Gran cobertura de tiempo (varios meses) para hacer la planificación adecuada y unas previsiones a corto y medio plazo.</p>
I N C O N V E N I E N T E S	<p>Irregularidad de la malla (inconv. para el cómputo y tratamiento de los datos).</p> <p>Distorsión de la muestra por efecto de la sobreperforación (necesaria para voladuras)</p> <p>Inadecuación de las perforadoras a una perfecta recogida de muestra.</p> <p>Excesiva cantidad de muestra (necesidad de cuarteo "in situ").</p> <p>Escaso margen de tiempo para la planificación (no deben transcurrir muchos días entre la perf. de los barrenos y su voladura).</p>	<p>Coste económico.</p> <p>En caso de mineraliz. muy aleatorias-"efecto pepita" y terrenos difíciles (mala rec.de muestra), problemas de representatividad,tanto mayores cuanto menor es el diámetro de perforación.</p>

Naturalmente también cabe una opción intermedia, que básicamente es escalonar la adquisición de este segundo nivel de información en dos etapas:

etapa 1ª: Sondeos específicos de control de leyes a una malla intermedia a

definir, permitiendo una planificación en el medio plazo.

etapa 2ª: Utilización de los barrenos de voladura para el control de leyes a malla cerrada, lo que permitirá establecer la planificación a corto plazo y día a día.

Esta opción es muy recomendable, siempre que la mineralización sea lo suficientemente regular o continua (que la "*componente estructural*" sea netamente mayor que la "*componente aleatoria*"), y no así en caso contrario.

4.3.2.2 - Tipos de sondeos de Control de Leyes

En el panorama de la técnica minera actual hay dos principales modalidades de sondeos aplicables al control de leyes por su coste y prestaciones :

- sondeos de roto-percusión y circulación directa (carro perforador o "wagon drill").
- sondeos rotativos de circulación inversa (sistema "doble tubo")

El primer tipo, realizado con perforadoras de martillo, ya sea "*en cabeza*" a pequeño diámetro, de 2 a 3 pulgadas, o sea "*en fondo*" con diámetros mayores, en torno a 5", proporcionan los avances más rápidos (son normales avances del orden de los 25 mts/hora) y consecuentemente los menores costes, aunque dependiendo de las características físicas del terreno y de las mineralizaciones, no siempre garantizan la representatividad de las muestras obtenidas .

En efecto suelen ser frecuentes los problemas de muestreo por pérdidas de recuperación, recuperación diferencial y segregación de la muestra, sobrerrecuperación por cavitaciones etc. Además su representatividad decrece con la profundidad, por lo que no es aconsejable sondear más de un banco a la vez.

El segundo tipo, realizado con sondas rotativas con tricono, o bien con martillo en fondo, utiliza diámetros mayores, frecuentemente 5 $\frac{1}{8}$ pulgadas, y no permite unos avances tan rápidos (con tricono se obtienen medias efectivas en torno a los 11 mts/hora). Sin embargo su sistema de doble tubo, garantiza una más perfecta recuperación de la muestra, posibilita un desmuestre preciso por tramos geológicos o facies, y permite reconocer simultáneamente un gran número de bancos sin desvirtuar el muestreo.

La desventaja respecto a los sondeos de carro, es naturalmente su mayor coste : Su coste por metro es casi 4 veces superior al de aquellos.

El interés de utilizar los sondeos de circulación inversa (C.I.) para el control de leyes aumenta cuanto más desfavorable es el terreno para los sondeos convencionales : roca muy agrietada, presencia de huecos o galerías de mina, capas de arcilla, etc, y cuanto más irregular sea la mineralización.

Para el caso de yacimientos parcialmente explotados subterráneamente, como es el caso de los de la Sierra de Cartagena, con abundantes vacíos y rellenos, esta ventaja es decisiva.

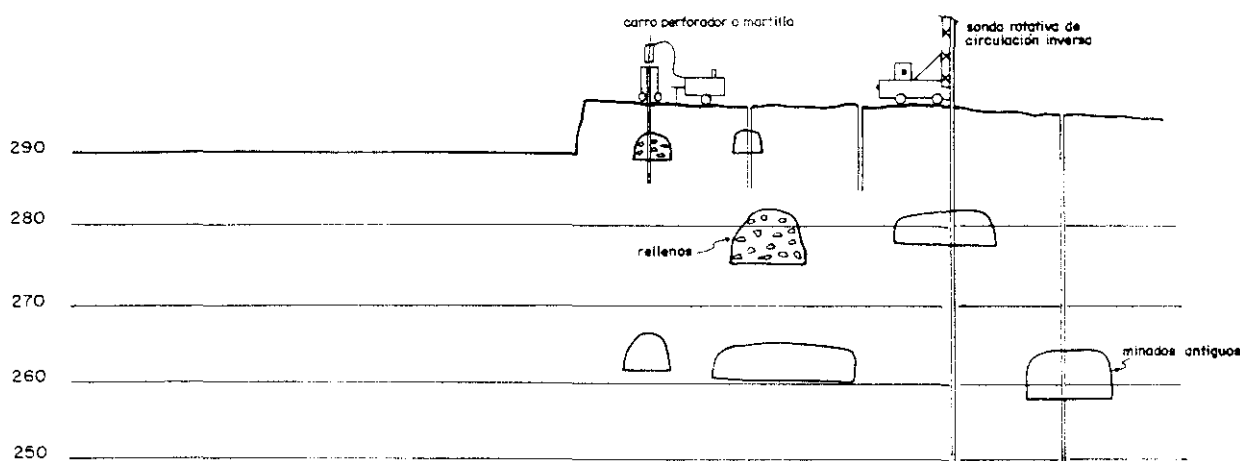


Figura 4.11 Diferentes posibilidades de los sondeos para control de leyes, en función del tipo de perforadora.

En la figura 4.11 adjunta se ilustra esquemáticamente la diferencia de carácter entre ambos tipos de sondeos.

Además de su mayor representatividad, los sondeos de C.I., al permitir reconocer varios bancos a la vez, permiten un mayor adelanto en las previsiones, enlazando perfectamente la planificación a corto, con la de largo plazo.

En la tabla 4.2 se sintetizan las diferentes modalidades de operación para el C.de L. atendiendo a las formas de obtener los datos experimentales.

Tabla 4.2 Modalidades de operación en el control de leyes

Formas de
obtención de
datos experi-
mentales

Sondeos específicos de Control de Leyes	Rotopercusión (C.Directa) Carro perforador	Martillo en cabeza
		Martillo en fondo
	Rotación (C.Inver- sa) Sonda doble tubo	Tricono
		Martillo en fondo
Barrenos de voladura		
Combinación de ambos		
Determinaciones sobre mineral abatido		

Por otra parte hay que tener en cuenta las dos opciones o fuentes de procedencia de los datos experimentales:

- Con recogida de muestras para su análisis químico y/o inspección ocular.
- Sin recogida de muestras, mediante testificación geofísica o medición de parámetros de la roca a lo largo del barreno, "logging".

Hemos considerado de interés comprobar cómo se está realizando el c.de l. en algunas de las explotaciones mineras a "cielo abierto" más significativas, a nivel nacional y el resumen de la encuesta, realizada en 1990, se recoge en la tabla 4.3 .

Tabla 4.3 Resumen encuesta, sobre las modalidades de control de leyes, en explotaciones a cielo abierto

		Con toma de muestras para anal. químico	Sin toma de muestras. (logging)
Sondeos específicos	Rotoperc. (c.directa)	REOCIN	
	Rotación (c.inversa)	BRUNITA	
	Ambos combinados	SULTANA	
Barrenos de voladura		AZNALCOLLAR	
Mixta	Sos.Martillo/ Barrenos	ALQUIFE RIOTINTO	ENUSA
	Sos.c.inver./ Barrenos		
Determ. sobre min. arrancado.			ENUSA

4.3.2.3 - Comparación entre ambos tipos de sondeos respecto a la representatividad de las muestras y fiabilidad de las leyes

Tradicionalmente se han venido usando los sondeos a martillo de wagon-drill como el sistema más generalizado para el control de leyes en minería. En el caso de las explotaciones de la Sierra de Cartagena, los equipos más utilizados han sido perforadoras Atlas Copco, B.V.B.25, con martillo en cabeza y tallante de 2 pulgadas de diámetro, equipadas con colector de polvo del tipo D.T.C.

La recuperación de muestra conseguida por estos sondeos, no suele superar el 60% y en muchos casos es netamente inferior al 50%.

La tendencia actual en control de leyes, va hacia una sustitución de este tipo de

sondeos por sondeos de circulación inversa a doble tubo. En nuestro caso hemos utilizado principalmente una sonda Ingersoll Rand, TH-60, equipada con tricono de 5 1/8".

La recuperación media de muestra conseguida por estos sondeos en las explotaciones a cielo abierto de la Sierra de Cartagena, ha sido del 77% sobre zonas con minados antiguos (*San Valentín, Tomasa*) y del 84% sobre zonas sin minados (*Los Blancos*).

Lógicamente, tanto la mejor recuperación de muestra, como el mayor diámetro de este tipo de sondeos se debe traducir en muestras más fieles y en unos valores de leyes más representativos del contenido metal real.

Para comprobar la importancia de las discrepancias entre ambos sistemas, se realizaron en duplicado una serie de sondeos, con la perforadora A.C. B.V.B.25 y la I.R. TH-60, en la corta *Tomasa*.

Se duplicaron en esta prueba 44 sondeos de 7 metros de longitud, que es la altura de banco en dicha explotación, agrupados en 6 paneles de explotación (Ver figuras 4.12 en lámina adjunta).

La comparación global entre los dos conjuntos de datos nos muestra lo siguiente:

a- Los sondeos de carro subestiman las leyes en relación a los de circulación inversa, como se expresa en la tabla siguiente.

Tabla 4.4 Discrepancias de leyes entre tipos de sondeo

Duplicación de sondeos	Sonda C.I. IR TH-60	Carro AC BVB-25	Desviación Δ %
Ley Pb%	1.13	1.03	-9.7
Ley Zn%	0.39	0.36	-8%

b- Considerando la correspondencia sondeo a sondeo mediante una regresión lineal entre ambos conjuntos de datos, véase la figura 4.13, se comprueba que la correlación es directa y suficientemente significativa :

Coefficiente correlación para la ley Pb = 0.663

" " " " " " ley Zn = 0.810

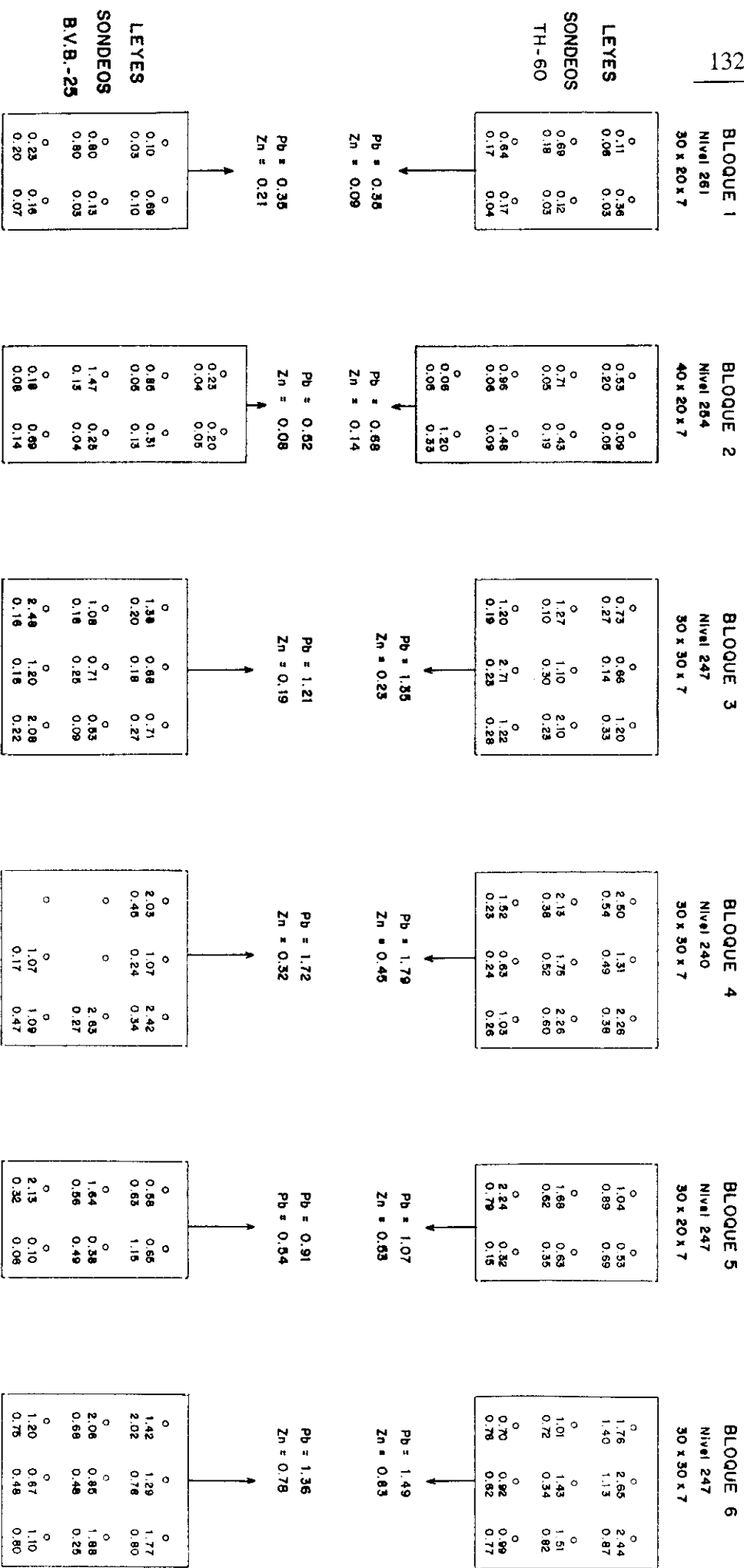


Figura 4.12 Cantera *Tomasa*. Comparación entre leyes de bloques, estimadas según dos tipos de sondeos: c.inversa(TH-60) y c.directa(BVB-25)

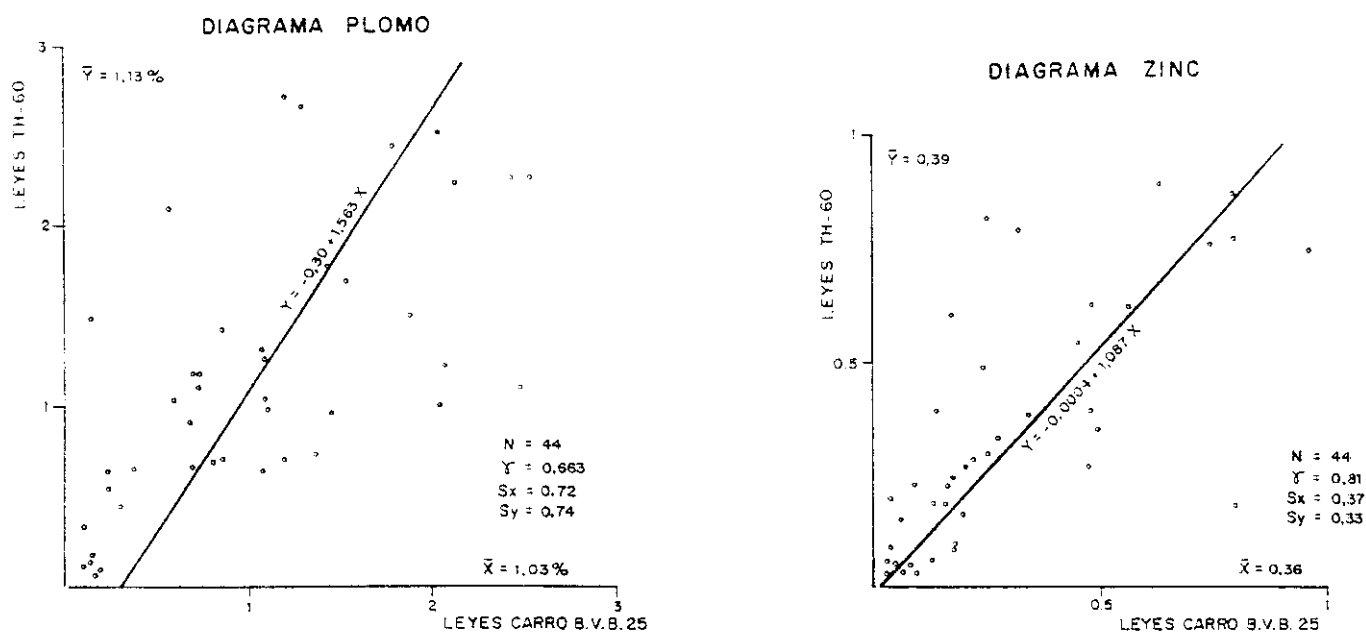


Figura 4.13 Correlación entre leyes de sondeos duplicados (leyes sonda TH-60 versus leyes carro perforador BVB-25) en cantera *Tomasa*.

c- En cuanto a las diferencias de estimación en base a uno u otro tipo de sondeo, a la escala de grandes paneles de mina conteniendo de 6 a 9 sondeos duplicados cada uno, se obtuvieron los resultados que se recogen en la tabla 4.5 :

Tabla 4.5 Estimación comparativa de paneles, según ambos tipos de sondeo

Nº Blok	Tons.	Ley Pb		Ley Zn		Pb+Zn	
		TH-60	BVB-25	TH-60	BVB-25	TH-60	BVB-25
1	11.760	0.35	0.35	0.09	0.21	0.44	0.56
2	15.680	0.68	0.52	0.14	0.08	0.82	0.60
3	17.640	1.35	1.21	0.23	0.19	1.58	1.40
4	17.640	1.79	1.72	0.45	0.32	2.24	2.04
5	11.760	1.07	0.91	0.58	0.54	1.65	1.45
6	17.760	1.49	1.36	0.83	0.78	2.32	2.14
Σ	92.240	1.184	1.071	0.399	0.357	1.583	1.428
			-9.5 %		-10.5 %		-9.8 %

La observación de la tabla 4.5 nos dice, que si se trabaja con una ley de corte baja, por ejemplo $Pb + Zn \geq 1$, la repercusión práctica de tomar una u otra fuente de datos no es importante, ya que con una estimación u otra el mineral seleccionado será el mismo; pero si la ley de corte es relativamente alta, por ejemplo $Pb + Zn \geq 1.5$, esa repercusión, directamente incidente sobre los resultados económicos, puede ser muy importante, como se comprueba en la tabla 4.6 .

Tabla 4.6 Repercusión del método de sondeo sobre los resultados económicos en relación con la ley de corte

Fuente de datos	Mineral al lavadero Lc = 1		Mineral al lavadero Lc = 1.5	
	TONS.	LEYES	TONS.	LEYES
Sdos. TH-60	64.800	1.93	64.800	1.93
Sdos.BVB-25	64.800	1.79	35.280	2.09

A medida que disminuyen las dimensiones de los paneles, la repercusión práctica por la adopción de un tipo u otro de información, tiende a ser mayor.

Así a escala de bloques 10 x 10 mts., definidos por un sólo sondeo central, obtendríamos los siguientes resultados (tabla 4.7) :

Tabla 4.7 Repercusión del método de sondeo sobre la selectividad de pequeños bloques, según la ley de corte

Fuente de datos	Mineral al lavadero Lc = 1		Mineral al lavadero Lc = 1.5	
	BLOQUES	LEYES	BLOQUES	LEYES
Sdos.TH-60	32	2.03	24	2.29
Sdos.BVB-25	29	1.98	22	2.13

Vemos que tanto para una ley de corte como para otra se pierden bloques de mineral, de un 8% a un 9%, utilizando la información de los sondeos de martillo.

En realidad la repercusión minera es aún mayor : De hecho, en base a los sondeos BVB-25, tiraríamos a la escombrera 5 bloques de mineral (es decir un 15.6 % de los bloques de mineral considerados) con una ley media de 1.67% Pb, lo que nos lleva a una importante

pérdida de reservas. Pero paralelamente se hubieran enviado al lavadero 2 bloques de estéril, lo que supone casi el 7 % del todo uno, con una ley del 0.88% Pb, lo que supone a su vez un **ensuciamiento**.

Operando con ley de corte de 1.5, en base a los sondeos BVB-25, tiraríamos indebidamente a la escombrera 9 bloques de mineral rico (37.5 % del todo uno correspondiente), con una ley media del 1.89% Pb , y por el contrario se enviarían al lavadero 7 bloques pobres, que deberían haber ido a la escombrera por tener leyes inferiores a la de corte (ley media del 1.18% Pb).

Si extrapolamos estos resultados al conjunto de la corta, es evidente la importancia de las repercusiones económicas. Naturalmente esa repercusión es menor cuanto mayores sean los paneles de explotación (menos selectiva la operación). Así mismo, si la selectividad de los bloques se hace a datos previamente *krigeados*, las desviaciones se minimizan.

Para otros tipos de mineralizaciones, como las de scheelita, ciertas mineralizaciones de Fe, etc, la incidencia práctica de la utilización de unos u otros tipos de sondeo, pueden ser aún mucho más importantes.

Sobre todo lo anteriormente dicho hay que señalar que si bien los sondeos de C.I. los podemos considerar como más representativos que los de martillo para el control de leyes, ello no significa que no introduzcan a veces, según ciertas características del mineral y la roca encajante, importantes sesgos en las leyes.

De hecho y sobre las explotaciones de Cartagena, se observa que la recuperación de muestra obtenida con estos sondeos no siempre es regular, pudiendo haber pérdidas de muestra en ciertos tramos y sobrerrecuperación en otros, lo que normalmente introducirá errores en la determinación de las leyes.

En la figura 4.14, se muestra la variación de la recuperación de muestra a lo largo de los sondeos de C.I. en función de las características del terreno. En la figura 4.15, se puede observar cómo, aunque la recuperación media sea buena cuantitativamente, en este ejemplo del 78,2 %, cualitativamente puede no serlo, existiendo maniobras de muy baja recuperación junto con otras con sobrerrecuperación (mayor del 100 %). Por tanto en esos casos la probabilidad de errores en la estimación es grande.

Bien es verdad, que si se trata de errores aleatorios, tienen poca repercusión práctica

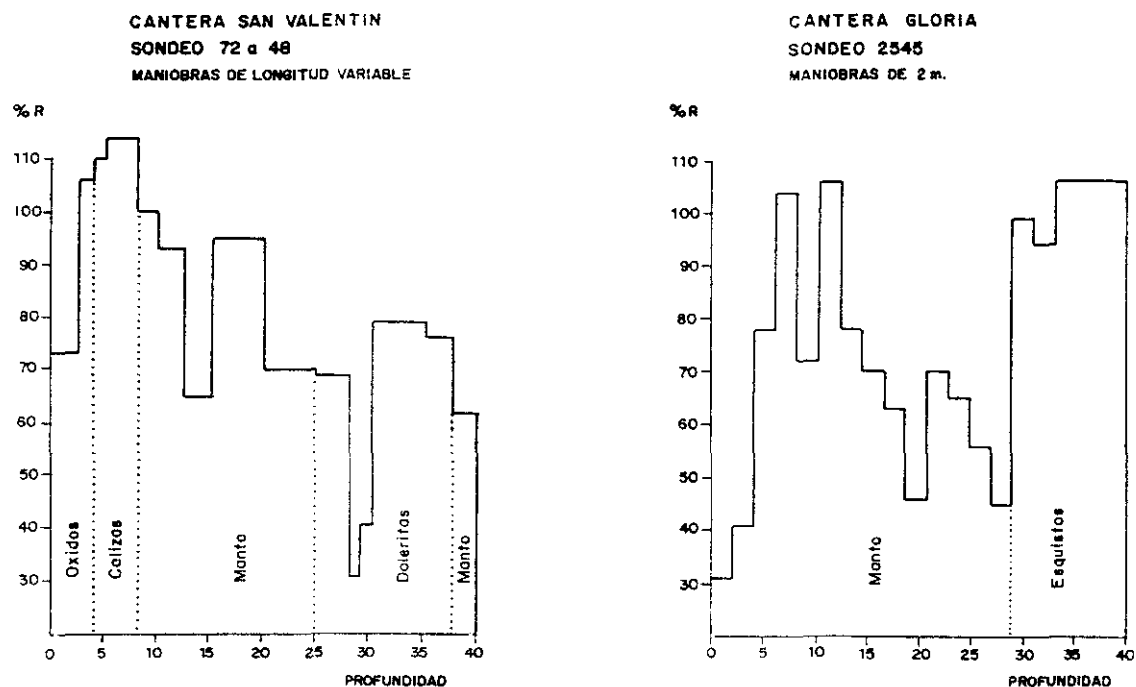


Figura 4.14 Recuperación de muestra en sondeos de C.I. Obsérvese la fuerte irregularidad, tanto entre las diferentes litologías cortadas, como en el interior de cada una de ellas.

HISTOGRAMAS DE RECUPERACIONES POR MANIOBRAS CORRESPONDIENTE A LOS SONDEOS DE UN BLOQUE DE TOMASA (bloque P, P-Q, 15, 15-16)

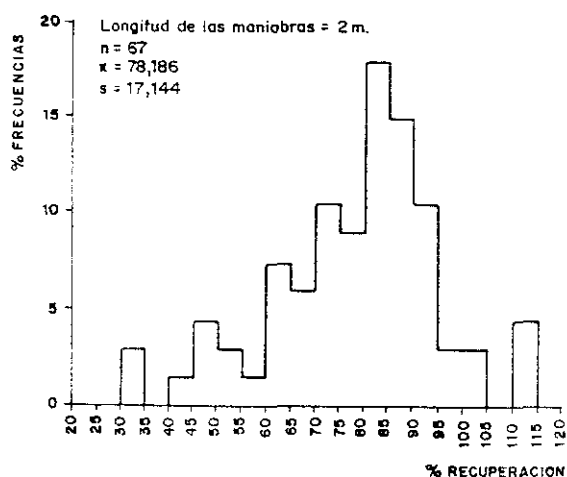


Figura 4.15 Histograma de la recuperación de muestra de un grupo de sondeos de C.I. en cantera Tomasa. Se dan maniobras con recuperación muy baja, así como otras con sobrerrecuperación.

a la escala global del yacimiento. En cambio sí la tendrían y muy importante, si los errores fueran sistemáticos, por exceso o por defecto.

Debido a ello una práctica muy aconsejable al comenzar la explotación de un depósito es la realización de un "test mina", como se describe a continuación.

4.3.3 - El "test mina"

El "test mina" consiste en la explotación individualizada de un determinado panel de la mina, bien reconocido a malla cerrada por los sondeos de c.de l., que se lleva a cabo bajo un control y seguimiento muy cerrados, a fin de correlacionar fácilmente y sin interferencias los resultados del lavadero, o producciones reales, con las estimaciones sobre planos.

De esta comparación entre estimación y resultados, se obtendrán en su caso los oportunos **coeficientes de corrección** a aplicar a los datos de los sondeos, para la estimación de el resto del yacimiento. Para el caso de la existencia de varios tipos de sondeo, el test mina permitirá dictaminar sobre su fiabilidad relativa.

En la presente Tesis, se volverán a hacer referencias a esta técnica, que puede ser fundamental también en la fase de *estimación de reservas*.

4.3.4 - El soporte o módulo de la estimación : Definición de la malla del control de leyes

Puesto que el fin principal del c. de l. es la selección del mineral, el módulo de estimación en que se debe concretar aquél debe ser tal que se conjugue la operatividad o posibilidad real de la selección, habida cuenta las características de la explotación y la maquinaria disponible, con la fiabilidad de la estimación, y con el correspondiente balance económico.

La adopción de una malla de sondeos para el c.de l., y por tanto el dimensionado del *módulo de estimación*, es en muchos casos resultado de la experiencia práctica por tanteos sucesivos; pero lo más correcto es recurrir a procedimientos geoestadísticos.

La geoestadística permite optimizar la malla de sondeos para un determinado tamaño y configuración de bloque, y así mismo una optimización relativa de dichos tamaño y configuración. Tal optimización se hace en función de la precisión de la estimación (varianza), versus el metraje de sondeos (coste).

En efecto los formalismos matemáticos permiten relacionar la configuración del estimante (muestras) y la del estimado (bloque), con la calidad de la estimación (varianza) mediante la siguiente expresión de la **varianza de estimación**:

$$\sigma_E^2 = \bar{C}(v,v) + \bar{C}(i,j) - 2\bar{C}(i,v)$$

Siendo $\bar{C}(v,v)$: el valor medio de la covarianza entre 2 puntos que toman todas las posiciones posibles dentro del bloque v .

$\bar{C}(i,j)$: el valor medio de las covarianzas entre las muestras.

$\bar{C}(i,v)$: el valor medio de las covarianzas muestra bloque.

O bien expresándolo en términos de la función variograma, $\gamma(h)$, en base a la relación $\gamma(h) = -C(h)$:

$$\sigma_E^2 = 2\bar{\gamma}(i,v) - \bar{\gamma}(v,v) - \bar{\gamma}(i,j)$$

De donde se desprende que la calidad de la estimación de los bloques depende de :

- a - La estructura del yacimiento : función $\gamma(h)$
- b - La relación geométrica entre estimantes y estimado : término $\bar{\gamma}(i,v)$
- c - La relación geométrica entre los estimantes (sondeos) término $\bar{\gamma}(i,j)$
- d - La geometría del estimado (bloque) : término $\bar{\gamma}(v,v)$

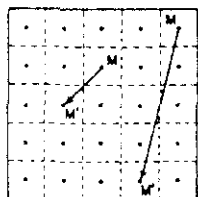
Así sólo es condición indispensable para conocer a priori la varianza de estimación de los bloques, en relación con la configuración de la malla de sondeos, la previa determinación de la función variograma $\gamma(h)$, siendo la determinación de los otros términos

fácilmente realizable por cálculo discreto mediante ordenador.

En primer lugar se define la geometría del bloque v propuesto (geometría que posteriormente se puede optimizar). Mediante un programa de cálculo a este bloque se le divide en una serie de particiones o celdillas, por ejemplo 5×5 , cuyas coordenadas centrales se determinan, y a partir de las cuales se calculan las longitudes y direcciones del vector $\vec{MM'}$ que recorre todo el bloque v (figura 4.16).

Si el depósito es isótropo, las direcciones no se tienen en cuenta y con el valor de cada módulo $\vec{MM'}$, se entra en la fórmula del variograma, sustituyendo el parámetro $|h|$ por su valor numérico, y se calcula así el correspondiente valor de $\gamma(h)$.

Se obtiene así por integración numérica el valor del término $\bar{\gamma}(v,v)$. Si el yacimiento es anisótropo, la dirección de $\vec{MM'}$ se sitúa sobre la correspondiente elipse de alcances y se determina el valor correspondiente de a (alcance), entrando entonces en la expresión del variograma con ambos valores h y a , para calcular $\gamma(h)$.



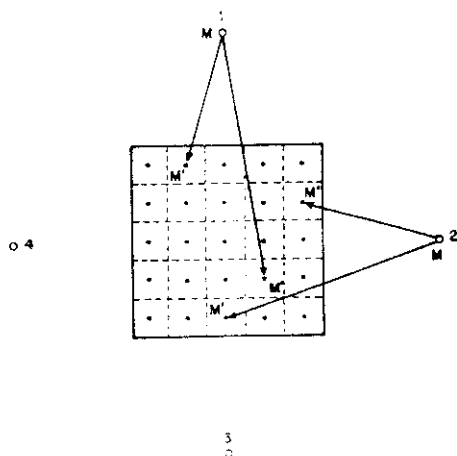
Cálculo del término $\bar{\gamma}(v,v)$: valor medio de los variogramas bloque-bloque (figura 4.16)

$$\bar{\gamma}(v,v) = E[\gamma(\vec{MM'})]$$

Donde E es el operador de esperanza matemática.

Fig. 4.16 Cálculo del valor medio del variograma interno al bloque v

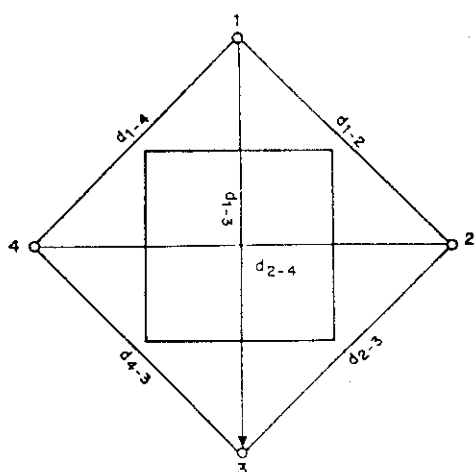
Con el mismo método de integración numérica, se procede al cálculo de los otros términos. De esta manera, y previo a la realización de los sondeos, podemos conocer los efectos de diferentes configuraciones posibles de malla sobre la bondad de la estimación de bloques de una geometría dada; y así mismo, para una malla determinada de sondeos, el efecto de las diferentes formas y tamaños posibles de los bloques, sobre dicha estimación.



Cálculo del término $\bar{\gamma}(i,v)$: valor medio de los variogramas muestra-bloque (figura 4.17)

$$\bar{\gamma}(i,v) = E[\gamma(\vec{i}M')]$$

Fig. 4.17 Cálculo del valor medio de los variogramas muestra-bloque



Cálculo del término $\bar{\gamma}(i,j)$: valor medio de los variogramas muestra-muestra (figura 4.18)

$$\bar{\gamma}(i,j) = E[\gamma(\vec{i}\vec{j})]$$

Fig. 4.18 Cálculo del valor medio de los variogramas muestra-muestra

4.3.4.1 - Ejemplos de optimización de la malla de control de leyes

Cantera San Valentín (Sierra de Cartagena)

En la cantera *San Valentín* se explota un depósito de Pb-Zn de tipo "primer manto" (Oen, Fernández y Manteca, 1975), donde la estructura del reparto metal, isótropa y con una componente aleatoria o "efecto de pepita" importante, se ajusta a una función exponencial:

$$\text{Variograma Pb: } \gamma(h) = 0.95 - 0.55e^{-\frac{h}{40}}$$

A partir de este variograma se han calculado los términos $\bar{\gamma}(i,v)$ o variogramas muestra-bloque, los $\bar{\gamma}(i,j)$ o variogramas muestra-muestra, y los $\bar{\gamma}(v,v)$ o variogramas bloque-bloque, como anteriormente se ha indicado, para las diversas configuraciones posibles de la malla de sondeos respecto del bloque a estimar.

Para esta explotación el tamaño de bloque más adecuado, avalado por la experiencia es de 5x5x10 mts, siendo 10 mts la altura de banco.

En la figura 4.19, en lámina adjunta, se representan las diferentes mallas y las correspondientes varianzas de estimación σ^2_E . Queda patente, cómo al principio, a medida que se cierra la malla, la calidad de la estimación aumenta rápidamente, mientras que a partir de una cierta densidad de información, en este caso la malla 10 x 5, el incremento de la precisión es mínimo. Tal es así que por encima de ese cierto "umbral" el cierre de la malla sería baldío, al tiempo que oneroso.

De esta forma, el estudio geoestadístico nos lleva en este caso a adoptar como óptima la malla de 10 x 5. En la práctica, sin embargo, ha habido que tener en cuenta algunas circunstancias respecto a los sondeos y su representatividad real, que podían repercutir en la optimización.

Así en la corta *San Valentín*, estos sondeos que se realizaban con carro perforador neumático, de martillo en cabeza, daban con mucha frecuencia muy bajas recuperaciones de muestra, especialmente en zonas agrietadas, con rellenos y antiguos minados, de tal forma que un alto porcentaje de esos sondeos no son realmente representativos. Debido a ello y en compensación, se optó por sobredimensionar la densidad de sondeos, hasta una malla de 5 x 5.

Naturalmente, en el momento en que se dispuso de un equipo de sondeos más eficaz (circulación inversa con doble tubo), se retornó a la malla óptima de 10 x 5.

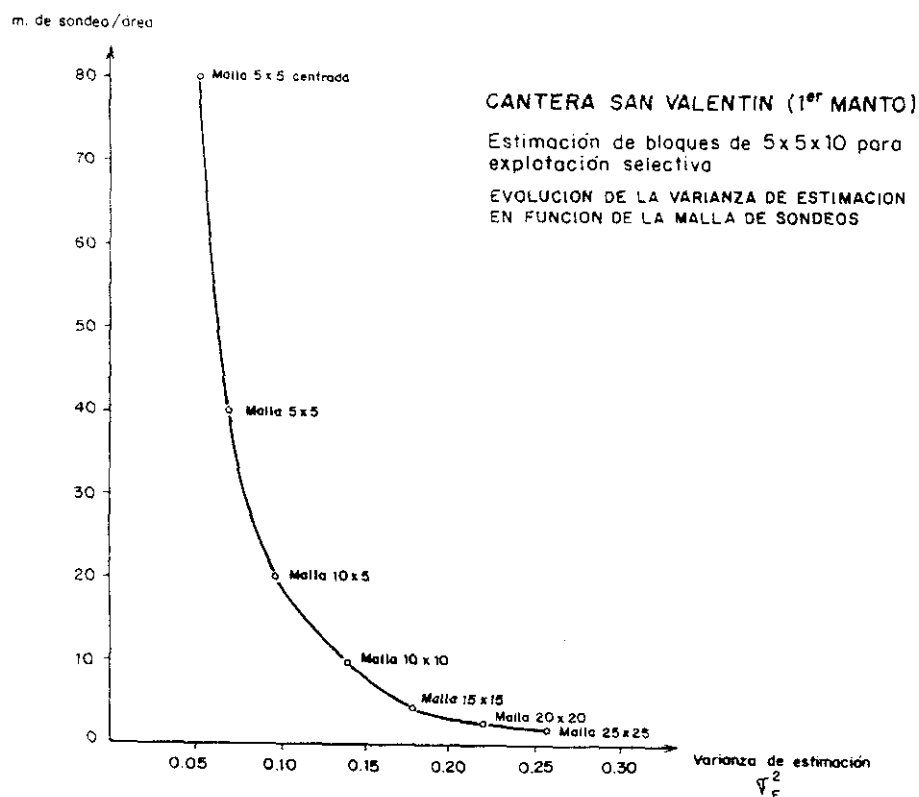
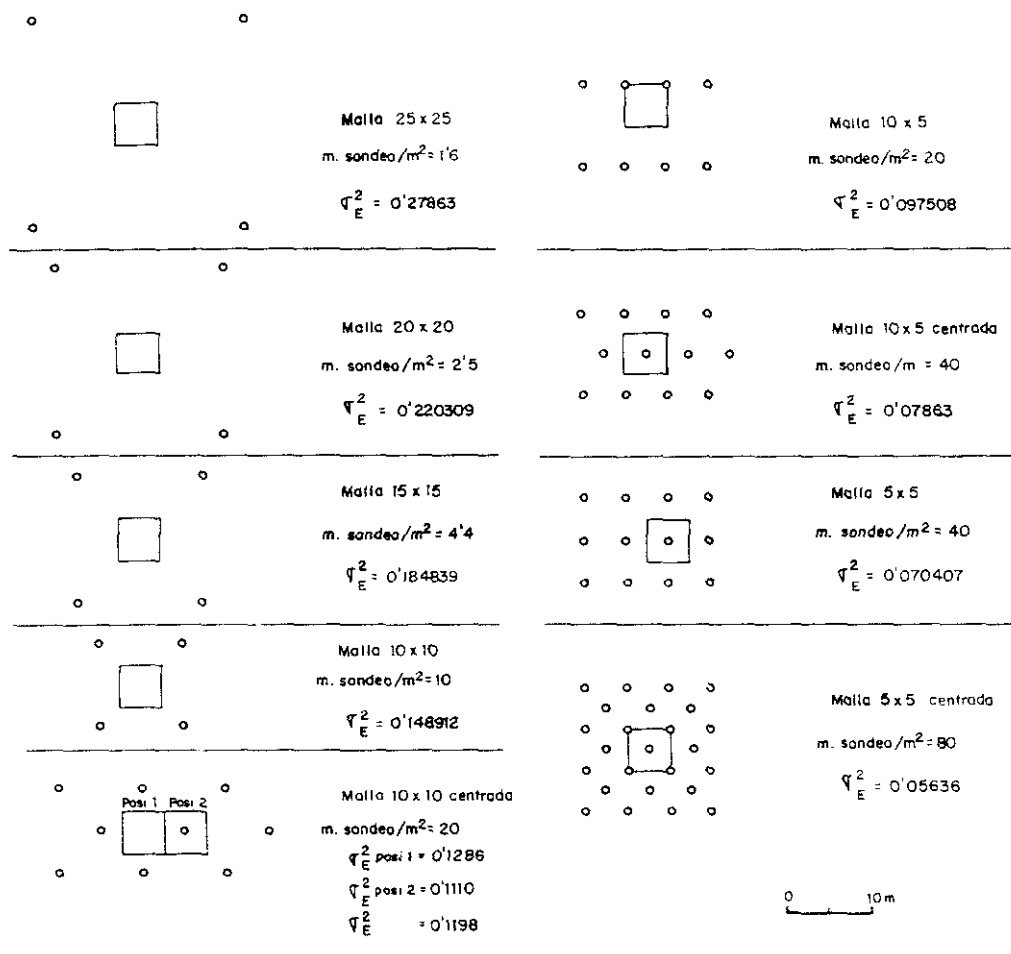


Figura 4.19 Optimización de la malla de control de leyes en cantera San Valentín

Cantera Los Blancos II (Sierra de Cartagena)

En la cantera *Los Blancos II* se explotó un depósito de Pb-Zn de tipo "*segundo manto*" (Oen, Fernández y Manteca, 1975), de carácter estratiforme pero afectado por un fuerte control estructural, que determina una fuerte anisotropía geométrica del reparto metal.

Esta anisotropía es máxima entre las dos direcciones geológicamente más significativas : la dirección de fracturación, N-160°, y la dirección perpendicular, N-70°.

Las correspondientes estructuras se ajustan a un variograma esférico, de fórmula :

$$\gamma(h) = 0.15 + 0.75 \left(\frac{3}{2} \cdot \frac{h}{a} - \frac{1}{2} \cdot \frac{h^3}{a^3} \right); \forall h < a$$

donde al alcance a , dependiente de la dirección considerada, se le asigna el valor que corresponda de acuerdo con la *elipse de alcances* previamente determinada.

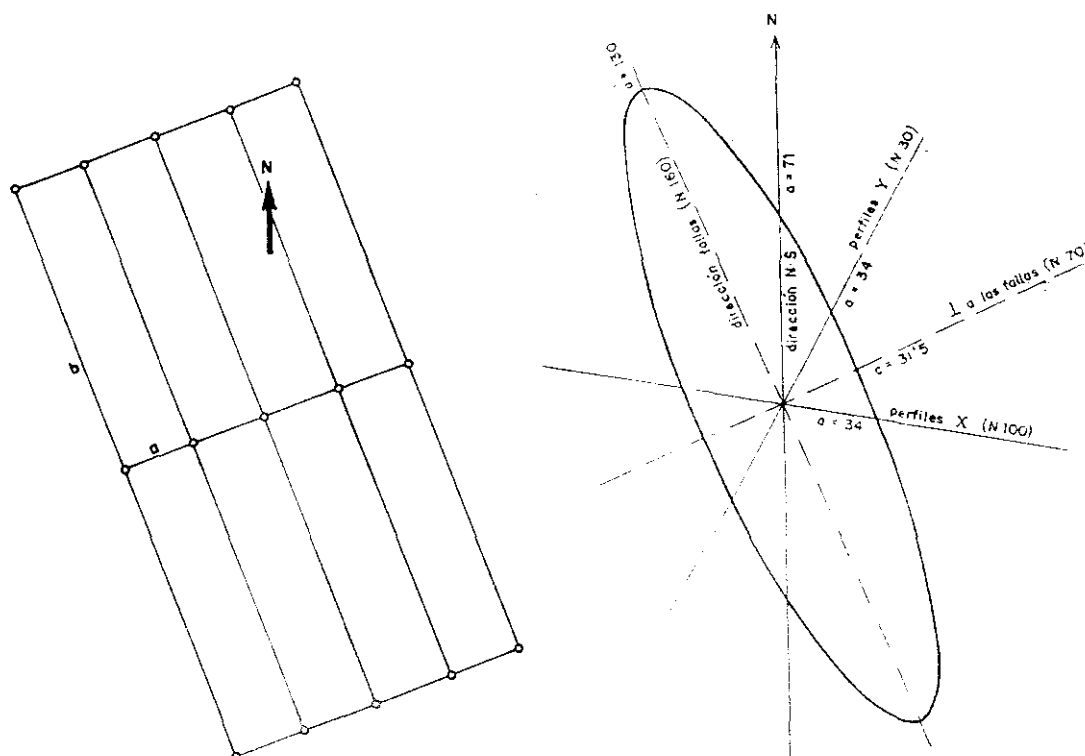


Figura 4.20 Configuración óptima de la malla de c.de l. en *Los Blancos II*, con arreglo a la anisotropía existente. La relación de lados de la malla, corresponde al índice de anisotropía.

La optimización de una malla de sondeos en presencia de una anisotropía, debe

reflejar los parámetros de tal anisotropía. Así tanto la geometría del bloque o módulo de selectividad, como la configuración de la malla, deberán ser acordes con la orientación de los ejes de la elipse de alcances y con la relación de sus longitudes (*índice de anisotropía*).

En el caso de *Los Blancos II*, el valor del índice de anisotropía es $b/a = 130/31.5 = 4.1$. Por tanto, y a priori, cabe esperar los mejores resultados de estimación con una malla rectangular cuya relación de lados sea de 4 a 1, y esté orientada en la dirección del eje mayor de la elipse de alcances (N-160°), tal como se representa en la figura 4.20. Sobre esta base de partida se procede a determinar las dimensiones de la malla que cumpliendo los requisitos señalados, ofrezca la mejor relación precisión-coste.

Operando como ya se ha indicado anteriormente se calculan las varianzas de estimación correspondientes a las diferentes amplitudes de malla. En la tabla 4.8 siguiente se muestran los resultados obtenidos.

En la figura 4.21 se representa la correspondiente curva de *densidad de sondeos / varianza de estimación*, obtenida a partir de la representación gráfica de los valores contenidos en dicha tabla.

Según la curva representada en esa figura, la malla óptima sería la de 7 x 28, o de 51.02 sondeos por hectárea, ya que se considera que el punto de esta curva para el que la relación *información / coste* es mejor, es aquél de máxima inflexión.

Por otra parte, si bien del análisis estructural se deduce a priori la forma y orientación de la malla, como antes se ha señalado, el análisis de las varianzas de estimación permite confirmarlo formalmente, y cuantificar las diferencias, en términos siempre de precisión y coste, entre diferentes configuraciones posibles.

A tal fin se ha procedido a determinar las curvas *densidad de sondeos / varianza de estimación*, relativos a la estimación de un bloque cuadrado, de 10 x 10, orientado arbitrariamente, a partir de diferentes mallas de sondeos.

En la figura 4.22 se muestran cuatro de esas curvas: La correspondiente a una malla cuadrada orientada N-14° (esta orientación era la adoptada en la vecina corta de *Los Blancos I*), la correspondiente a una malla cuadrada orientada N-160° (dirección de la fracturación), y las correspondientes a una malla rectangular ($b/a = 2$) orientada según las dos direcciones dichas, N-14° y N-160°.

La gráfica evidencia la mejor adecuación de ésta última. Además la ventaja de ésta configuración sobre las demás aumenta cuando el bloque a estimar, en vez de cuadrado es rectangular ($b/a = 4$), y está orientado a su vez según la dirección N-160°.

Tabla 4.8 Cantera Los Blancos II: Varianza de estimación en función de la malla de sondeos.

AMPLITUD DE MALLA	DENSIDAD DE SONDEOS sondeos/Ha.	VARIANZA ESTIMACION σ^2_E
4 x 16	156.25	0.0339
5 x 20	100.00	0.0424
6 x 24	69.44	0.0509
7 x 28	51.02	0.0595
8 x 32	44.44	0.0681
9 x 36	30.86	0.0767
10 x 40	25.00	0.0854
11 x 44	20.66	0.0942
12 x 48	17.36	0.1030
13 x 52	14.79	0.1119
14 x 56	12.95	0.1209
15 x 60	11.11	0.1299

La malla 7 x 28, que hemos considerado como óptima, conlleva una varianza de estimación de 0.0595. En términos prácticos, ello supone un riesgo del 5%, de que el 18.88 de los bloques de explotación se estimen como mineral marginal (y no se envíen al lavadero) siendo en realidad mineral T.1 (por encima del parámetro de corte), o bien del caso contrario.

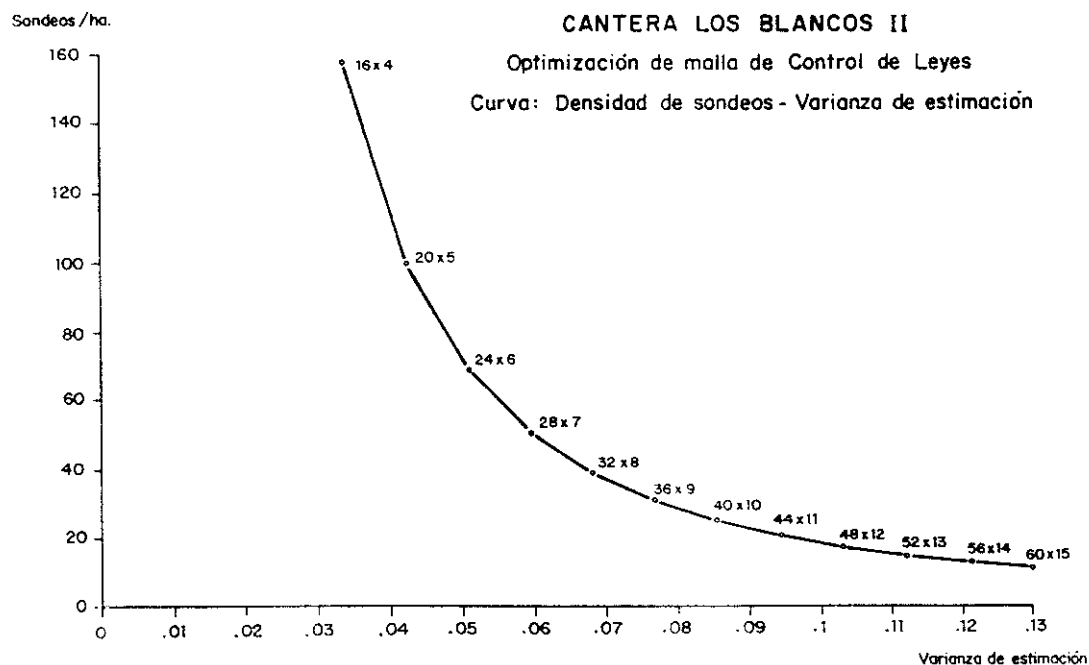


Figura 4.21 Cantera Los Blancos II: Optimización de la malla de c.de l. en términos de precisión (varianza de estimación) y de coste (sondeos/ha.)

A título comparativo, la realización de una malla cuadrada de 10 x 10 mts. y orientación N-14°, tal y como se adoptó en *Los Blancos I*, proporcionaría un nivel de información equivalente, pero con un metraje de sondeo, y por tanto un coste, un 49% más alto.

4.3.5 - Preparación de las muestras

En la fiabilidad del control de leyes, además de la técnica de sondeo, puede influir de manera importante el proceso de preparación de las muestras, desde la muestra primaria obtenida por la sonda, hasta la pequeña muestra que se envía al laboratorio para análisis químico.

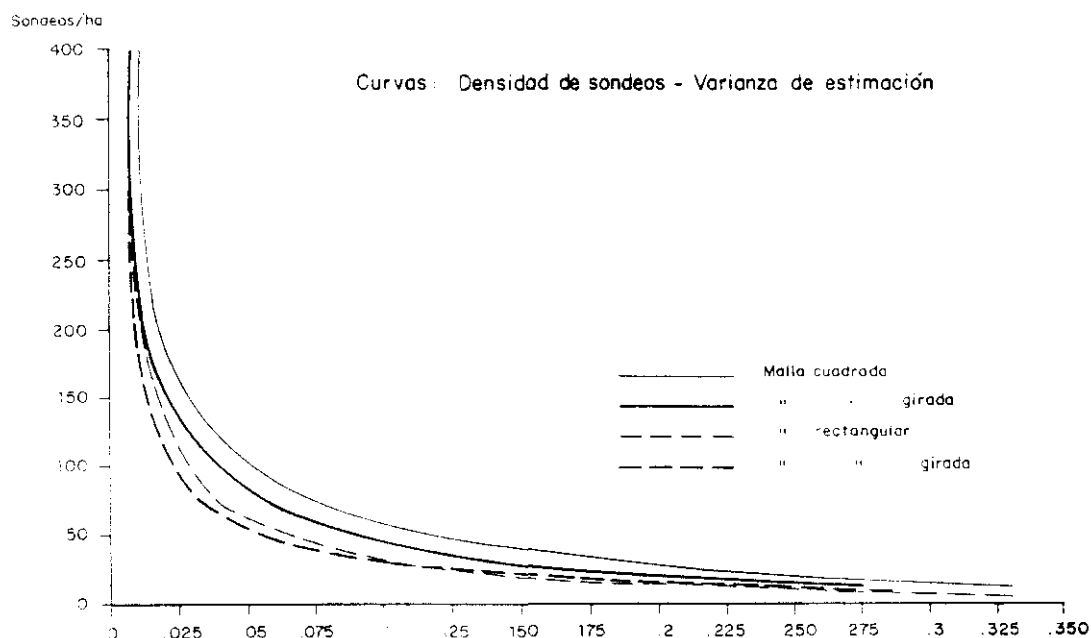


Fig. 4.22 *Los Blancos II*: Comparación, en términos de varianzas, entre una orientación arbitraria de la malla (N 14°), sea cuadrada o rectangular, y la correcta, según las fallas (N 160°).

Las reglas de estos procesos de preparación de muestras, presididas por el "principio de equiprobabilidad", son descritas por Gy (1982) y se aplican normalmente por las compañías mineras, aunque la supervisión de su correcta ejecución debe ser siempre una de las tareas del geólogo de mina.

Un comentario especial merece la preparación de las muestras obtenidas con las sondas de C.I. tipo I.R.TH-60.

La muestra, en forma de "*ripio*" o "*cuttings*", a su salida de la perforadora pasa por un ciclón cuya misión es reducir la velocidad de las partículas de unos 50 mts/seg. a la velocidad de caída libre, con el fin de que se vayan depositando en el mismo orden en que ha sido perforado y tener una clasificación "estratigráfica" sin mezcla de materiales o niveles diferentes.

El detrito se va depositando en bolsas tubulares de plástico transparente, a modo de testigo continuo, lo que facilita el levantamiento geológico. Dada la gran cantidad de muestra generada trabajando a estos diámetros, unos 30 kgs. por metro, y para agilizar su

manipulación, se puede hacer una reducción in situ, adaptando a la boca del ciclón un "cuarteador" o "splitter" que permite recoger una fracción $1/n$ de la muestra (por lo general $1/4$), perfectamente representativa del total.

Sobre la bolsa transparente de muestra, el geólogo definirá la longitud de cada tramo a analizar, de forma que en conjunto se adapten a las cotas de los bancos de explotación, y teniendo en cuenta para ese muestreo, aquellas características litológicas y mineralógicas que puedan ser importantes para una explotación selectiva del depósito.

4.3.6 - Tratamiento de los datos

Dado el gran volumen de información a manejar, es imperativo su tratamiento informático. Sirvan como referencia las cifras correspondientes a las explotaciones mineras de la Sierra de Cartagena, donde en los años de plena actividad con la SMMPE, se perforaban unos 50.000 mts de sondeos de **c.de l.**, y que a partir de las muestras proporcionadas por esos sondeos, unas 12.000, se realizaban unos 48.000 análisis químicos o determinaciones de elementos.

La información resultante debe ser almacenada en un banco de datos para su oportuno tratamiento. A partir de esa base de datos se realizará una estimación local de las reservas, a nivel de los pequeños bloques de explotación, y las previsiones de producción a corto y medio plazo.

Así mismo se obtendrán las correspondientes salidas gráficas, planos de preexplotación, mediante plotter.

Por lo general cada banco se discretiza en bloques, de tal modo que cada sondeo de **c.de l.** ocupe el centro de uno de ellos; asignándose a cada bloque la ley de ese sondeo central o bien la de un estimador de krigeaje, dependiendo del carácter del yacimiento y de la manera de explotarlo.

Así por ejemplo, si el cuerpo mineralizado presenta **contactos bruscos o netos**, con

enclaves o interfases estériles que por sus características geométricas , geomecánicas y visuales, sean fácilmente seleccionables en la explotación, utilizaremos preferentemente como estimador del bloque, la ley del sondeo central tal cual.

En cambio si el cuerpo mineralizado presenta **límites graduales o difusos** , y sus enclaves estériles por sus características antes reseñadas, no fueran seleccionables, utilizaremos como estimador del bloque la ley krigeada.

En otras palabras, podríamos decir que un principio básico en estimación minera debe de ser *que lo que estimemos, corresponda físicamente con lo que se va a explotar*. Por tanto una estimación hecha sin conocer no ya sólo las características del cuerpo mineralizado, si no también la forma concreta de su explotación, en función del equipo y maquinaria disponible etc, no podrá ser nunca correcta.

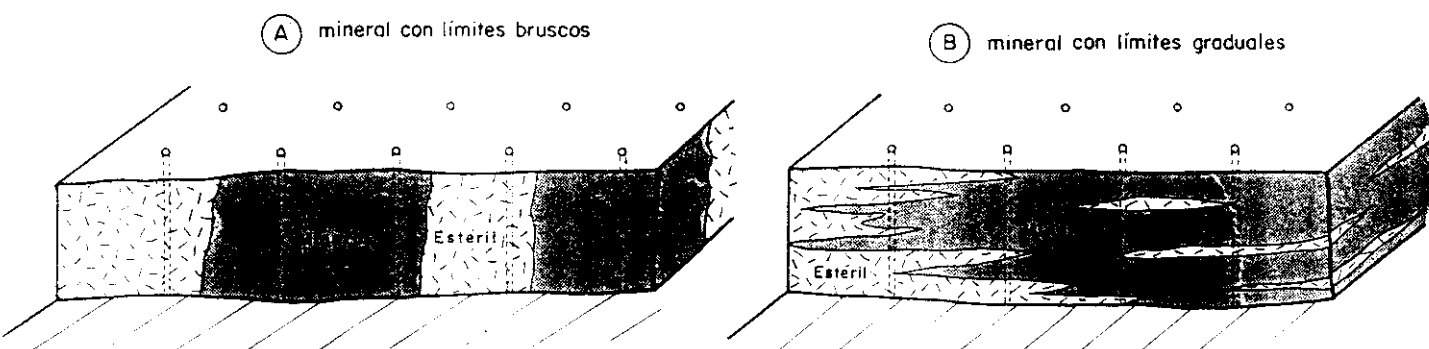


Figura 4.23 Diferentes tipos de contactos mineral-estéril, en los yacimientos de la Sierra de Cartagena: bruscos(A) y graduales(B)

En el caso *A* representado en la figura 4.23, las leyes puntuales de los sondeos, a los que aplicaremos un pequeño factor de dilución, serán el mejor estimador de los pequeños bloques y nos darán la mejor previsión de los resultados; en tanto que las correspondientes leyes krigeadas nos darían una imagen errónea del mineral. El esquema representado en *A*, correspondería a ciertas zonas de la cantera *San Valentín* (yacimiento tipo *1^{er} manto*).

En el caso *B*, en cambio, donde los límites del mineral son graduales, el krigeaje va a ser el estimador óptimo de los bloques y el que nos va a permitir la mejor previsión de resultados. El esquema representado en *B* se correspondería bien con la cantera *Sultana*, yacimiento tipo *diseminación*, donde por otra parte, en la práctica, la selección "de visu" no es posible.

El tipo de esquema *A*, también lo encontraríamos casi idéntico en los yacimientos de

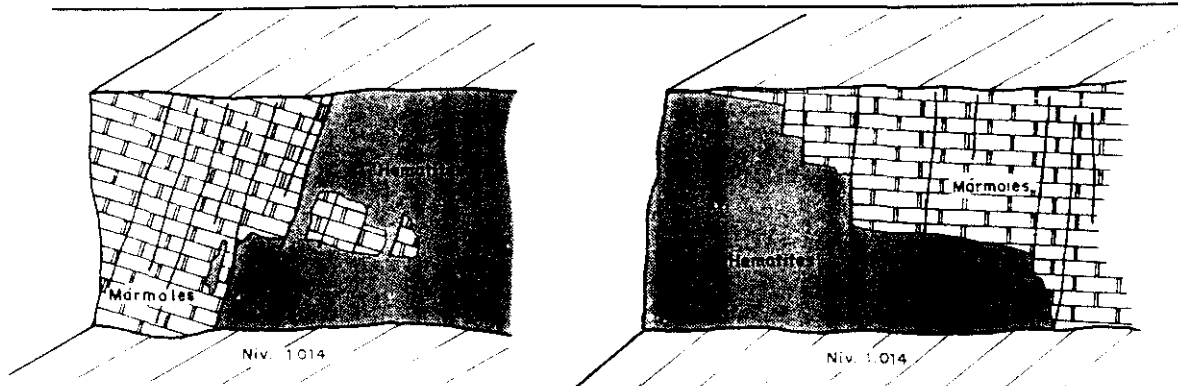


Figura 4.24 Corta de *Alquife* (Granada): Contactos bruscos, mineral-estéril, por reemplazamiento bajo control estructural.

Fe de *Alquife* (Granada), como se aprecia en la figura adjunta (fig. 4.18), y en general en depósitos con fenómenos de reemplazamiento y con fuerte control estructural y/o litológico.

En términos geoestadísticos, el citado carácter se traduce normalmente por una *componente aleatoria* importante. Así en la mina de *Alquife*, esta aleatoriedad se manifiesta en los variogramas de la mineralización (potencias y leyes): El *efecto de pepita* (C_0) representa un 60 % de la variabilidad total del fenómeno (varianza a priori) o *meseta* (C).

En ciertos yacimientos se pueden presentar, según las zonas, los dos casos **A** y **B** citados. Así ocurre en *San Valentín*, donde el procedimiento a emplear para la estimación local, es diferente según la zona: Sobre la parte de yacimiento que presenta una *estructura a pequeña escala*, se procede a la estimación de cada bloque (5x5x10) por krigeaje; mientras que sobre la parte que no presenta esa estructura, si no que tiene un fuerte efecto de pepita, cada bloque es estimado por su sondeo central.

4.3.6.1 - Ejemplo de tratamiento por krigeaje de los datos de control de leyes

Vamos a referirnos al caso de la cantera *San Valentín*. La malla de sondeos de c. de l. es de 10 X 5 centrada, y los módulos a estimar son bloques de 5 X 5 X 10, siendo 10 la altura de los bancos de explotación (figura 4.25).

La ley estimada del bloque (Z^*_v), es una combinación lineal de las leyes de los sondeos (x_i), afectadas de los correspondientes ponderadores (λ_i) o coeficientes de krigeaje:

$$Z^*_{\nu} = \sum \lambda_i x_i$$

$$\lambda_1 = 0.5833$$

$$\lambda_2 = \lambda_5 = 0.0867$$

$$\lambda_3 = \lambda_4 = \lambda_6 = \lambda_7 = 0.0608$$

Figura 4.25 *San Valentín*: configuración de la malla y esquema de krigeaje.

La determinación de estos coeficientes resulta de la resolución del sistema de ecuaciones de krigeaje, tras la previa determinación y ajuste del variograma.

En *San Valentín*, la mineralización presenta una estructura isótropa y el variograma correspondiente se ajusta a un esquema exponencial:

$$\gamma(h) = 0.95 - 0.55e^{-\frac{h}{40}}$$

Veamos, paso a paso, cómo se llega a la determinación de los ponderadores λ_i :

1º: Dada la isotropía de la estructura y la configuración de la malla, ver figura adjunta, se pueden establecer unas simetrías que permiten reducir el número de ecuaciones del krigeaje:

$$\lambda_7 = \lambda_5 = B$$

$$\lambda_6 = \lambda_7 = \lambda_3 = \lambda_4 = C$$

$$\lambda_1 = A$$

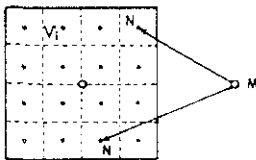
2º: A partir de aquí podemos desarrollar el sistema de ecuaciones de krigeaje:

$$\begin{cases} \sum \lambda_i \cdot \bar{\gamma}_{ij} + \mu = \bar{\gamma}_{1,v} \\ \sum_{i=1}^n \lambda_i = 1 \end{cases}$$

$$\begin{aligned} A\gamma(0) + 2B\gamma(5) + 4C\gamma(5.59) + \mu &= \bar{\gamma}(1,v) \\ A\gamma(5) + B[\gamma(0) + \gamma(10)] + 2C[\gamma(5.59) + \gamma(9.01)] + \mu &= \bar{\gamma}(2,v) \\ A\gamma(5.59) + B[\gamma(5.59) + \gamma(9.01)] + C[\gamma(0) + \gamma(5) + \gamma(10) + \gamma(11.8)] + \mu &= \bar{\gamma}(3v) \\ A + 2B + 4C &= 1 \end{aligned}$$

3º: Con los distintos valores de $|h|$ se entra en la función variograma y los correspondientes valores numéricos de $\gamma(h)$ se sustituyen en el sistema de ecuaciones.

4º: Se determinan los segundos miembros de las ecuaciones, $\bar{\gamma}(i,v)$, como ya se indicó en la pag. (), por discretización del bloque V con ayuda de cálculo automático (fig 4.26).



$$\bar{\gamma}(i,V) = \sum \gamma(i,v_j)$$

En este caso los resultados correspondientes son:

$$\begin{aligned} \bar{\gamma}(1,V) &= 0.4251 \\ \bar{\gamma}(2,V) &= 0.4669 \\ \bar{\gamma}(3,V) &= 0.4736 \end{aligned}$$

Fig. 4.26 Discretización del bloque V para el cálculo de $\bar{\gamma}(i,V)$

5º: Se resuelve el sistema de ecuaciones, determinando las incógnitas A,B,C, cuyos valores ya han sido antes señalados.

4.4 - EL CONTROL CUALITATIVO (MINERALOGICO - MINERALURGICO)

4.4.1 - Expresión mineralógica y comportamiento mineralúrgico

La **expresión mineralógica** del contenido metal de un yacimiento, es uno de los factores intrínsecos decisivos de su rentabilidad económica. De ella va a depender el comportamiento mineralúrgico en la planta de concentración, y parámetros económicos tan importantes como el **rendimiento metal** (ρ_M) y la **ley del concentrado** (LC).

El término de expresión mineralógica de una mena, comprende una serie de aspectos como :

- Composición químico-mineralógica de la mena o sustancia beneficiable.
- Composición químico-mineralógica de los minerales asociados y de la roca encajante.
- Textura : tamaño y forma de los cristales, y carácter de las relaciones intercristalinas, entrecrecimientos, recubrimientos, etc.

En los depósitos minerales, y particularmente en los de sulfuros metálicos, estos aspectos pueden variar ampliamente dentro de ellos, de modo que en general, desde un punto de vista cualitativo, el mineral va a tener un carácter heterogéneo. En consecuencia, dentro de un mismo yacimiento, la respuesta mineralúrgica al tratamiento de concentración será muy diversa, y el rendimiento metal muy variable de unas zonas a otras.

En los depósitos de sulfuros de la Sierra de Cartagena, especialmente en las partes

más superficiales, o con más profusión de labores subterráneas antiguas que han servido de vías de aireación, se presentan diversos grados de alteración, que determinan un comportamiento mineralúrgico particularmente irregular. Ello hace que el rendimiento metal sea un parámetro, tanto o más crítico, económicamente, que la ley metal.

En dicho distrito minero, no se da la correlación entre la ley de la alimentación a la planta y el rendimiento metal, como suele ocurrir, por ejemplo, en los yacimientos de la Faja Pirítica (Cantó, 1990). Allí, dicha relación hace que los resultados mineralúrgicos sean tanto mejores cuanto más alta sea la ley, donde interesa por tanto, a efecto de una marcha regular de la planta, realizar una homogeneización de leyes, previa al tratamiento. En cambio, en las explotaciones de Sierra de Cartagena, la homogeneización más conveniente, se ha demostrado que es la de tipos de mineral o calidades mineralúrgicas, y a tal efecto es necesario tipificarlas.

Por esta razón se hace indispensable, para su adecuada explotación, el conocimiento previo y detallado del comportamiento mineralúrgico, según los distintos tipos minerales.

Este, se puede prever, sea indirectamente y de forma aproximada, mediante un reconocimiento "de visu" de las variaciones de los aspectos de su expresión mineralógica antes citados, o bien experimentalmente y de forma más rigurosa, a través de ensayos de laboratorio o *tests mineralúrgicos*.

4.4.1.1 - El control indirecto o de la "expresión mineralógica"

Es un método a utilizar cuando los cambios de carácter mineralúrgico del mineral van asociados a patentes cambios en el aspecto del mineral, acompañados de claros contrastes visuales, identificables tanto sobre los frentes de mina, como en la inspección de las muestras de sondeos.

Consiste, por tanto, en efectuar un reconocimiento sistemático "de visu" de los frentes de explotación, para detectar la posible presencia de una serie de caracteres mineralógicos de reconocida o supuesta incidencia sobre el tratamiento industrial del mineral, y a partir de

ello, tomar las oportunas medidas, que pueden ir desde la eliminación del correspondiente material, hasta la advertencia con la suficiente antelación al lavadero, para poder adecuar el tratamiento a esos cambios cualitativos de mineral.

Naturalmente, la fiabilidad de este control dependerá del geólogo de mina o técnico responsable de la selección del mineral, cuya experiencia y "ojo clínico" jugarán un papel decisivo. Es evidente que este método ganará en fiabilidad a medida que avanza la explotación.

4.4.1.1.1 - El control cualitativo diario sobre los frentes de explotación: Datos que proporciona

Este control se basa en la observación de los cambios del aspecto "de visu" de los frentes de mina, en relación con variaciones cualitativas del mineral, que se van presentando a medida que avanza la explotación. Las características mineralógicas observadas en las distintas zonas de producción se intentan correlacionar con su correspondiente comportamiento mineralúrgico en el lavadero, y más concretamente con los rendimientos metal obtenidos.

Se acompaña en página adjunta, figura 4.27, un modelo del documento gráfico que sirve de base para dicho análisis, y que bautizamos con el muy expresivo término de "chivato". Con su ayuda, y ante unos resultados anómalos del tratamiento, se intenta localizar la procedencia geográfica de la anomalía, para separar la correspondiente zona y poder estudiar convenientemente el tratamiento específico a seguir.

En el caso de las explotaciones de la SMMPE, este tipo de seguimiento tenía bastante dificultad dada la organización de la producción, ya que se trataban en el lavadero minerales procedentes de diversas canteras, de múltiples frentes, y en proporciones muy variables. Por ello resultaba problemático ponderar la influencia sobre el tratamiento de los distintos caracteres mineralógicos observados, y poder determinar cuales eran los responsables de la marcha anómala de la flotación.

Naturalmente, este seguimiento es mucho más directo cuando la producción de

mineral procede de un frente único de explotación ya que entonces la correlación entre las variaciones cualitativas observables en el frente de mina, y la marcha del lavadero, es inmediata.

Obviamente, para estos tipos de análisis, hay que hacer una previa abstracción de aquellas anomalías de tratamiento, no imputables al mineral sino a problemas operativos o mecánicos del lavadero (problemas de molienda, de dosificación de reactivos, averías en los circuitos de flotación etc.).

A pesar de las citadas dificultades, al irse repitiendo las observaciones a lo largo del tiempo, se pueden poner en evidencia una serie de caracteres minerales y zonas del yacimiento, que perjudican la buena marcha del lavadero.

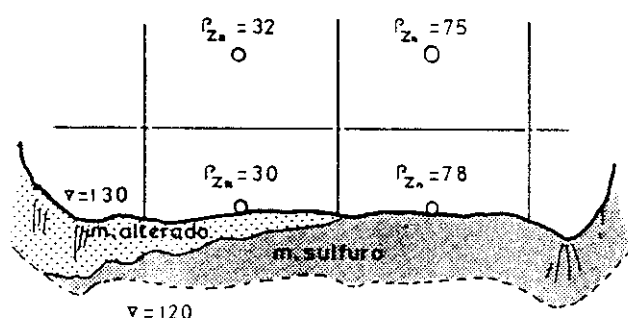


Figura 4.28 El control "de visu" de los frentes, base para la interpretación de los datos experimentales.

La inspección diaria "de visu" de los frentes de explotación es siempre importante de cara a la selección del mineral, incluso en el caso de que se lleve por adelantado un control de calidad del mineral, basado en ensayos sistemáticos de flotación, según malla regular. En efecto, el análisis conjunto de las características del frente y de los datos de laboratorio, nos proporciona

una más correcta interpretación de éstos y de su significado minero, lo que nos llevará a una más correcta *selectividad* del mineral.

En el ejemplo ilustrado en la figura 4.28, vemos cómo el reconocimiento de frentes, nos evita, en este caso, cometer el error de enviar a la escombrera los dos bloques de la izquierda, en base al valor muy bajo de los correspondientes ensayos mineralúrgicos, permitiéndonos aprovechar una gran parte de los mismos, tras un *decapado* previo, para eliminar el material no recuperable.

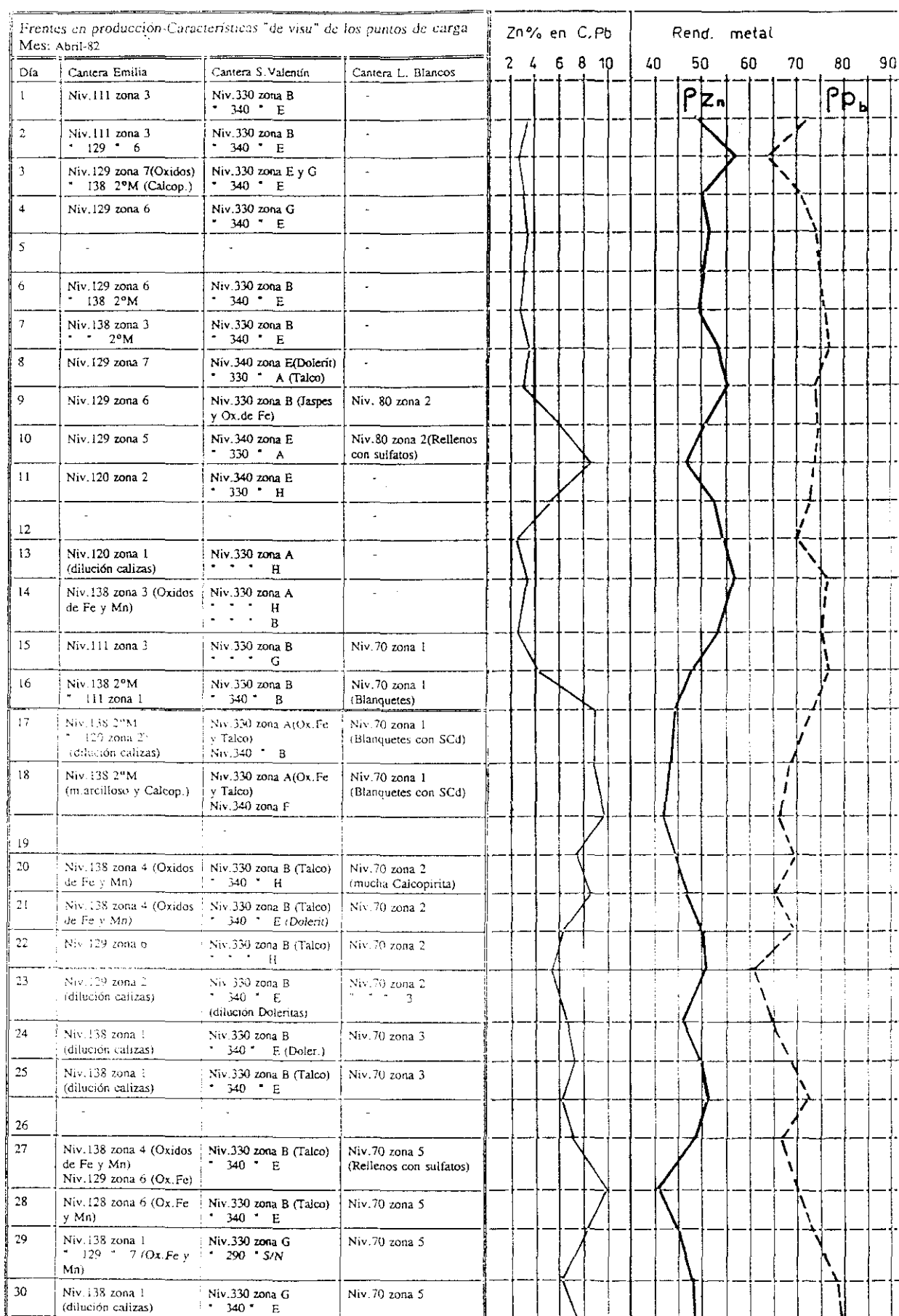


Figura 4.27 "Chivato": Correlación entre las características mineralógicas observadas en los frentes de carga, y los resultados mineralúrgicos diarios.

4.4.1.2 - El control directo o experimental

Se debe utilizar, en vez del anterior método o bien complementándolo, cuando los cambios en el carácter mineralúrgico, no van acompañados de cambios lo suficientemente patentes en el aspecto del mineral, y por tanto los criterios "de visu" no son suficientes para prever su comportamiento mineralúrgico.

Consiste en someter las muestras, sean éstas procedentes de los sondeos, o de los barrenos de voladura, o directamente de los frentes de mina, a unos tests o ensayos de laboratorio, en los que se reproduce, a pequeña escala y de una forma simplificada, el proceso industrial que tiene lugar en la planta de concentración.

Como el caso más general es la concentración por flotación, hablaremos en lo sucesivo de *tests de flotación* (TF). El test de flotación, por tanto, nos va a permitir predecir el comportamiento del mineral en el lavadero o concentrador (si bien eventualmente, con ciertas restricciones, derivadas del factor de escala y del carácter discontinuo del ensayo frente a la continuidad del proceso industrial).

Se determina así el rendimiento metal ρ_M obtenible sobre ese mineral en condiciones estandar: ρ_M laboratorio. Para conocer el ρ_M práctico, es decir el que se obtendría en la planta, es necesario afectar al dato de laboratorio, de un *coeficiente de transposición* a determinar.

Más adelante, en el apartado 4.4.3 de este mismo capítulo, se comentarán en detalle los principales aspectos de los tests de flotación.

En cualquier caso, está claro que ambos controles, indirecto y directo, se complementan y permiten, además de la mejora de los resultados económicos, obtener un enorme progreso en el conocimiento del yacimiento.

4.4.2 - Importancia de ciertas características petrológicas mineralógicas y químicas de los materiales, en su tratamiento por flotación: El caso de los depósitos de Fe,Pb,Zn de la Sierra de Cartagena

A fin de conocer la posible incidencia sobre el tratamiento de las diversas características mineralógicas presentes en el yacimiento, se comenzaron a realizar, a partir de 1970, numerosos estudios mineralógicos, con la asistencia de diversos centros universitarios, así como de laboratorios especialistas privados.

Han intervenido en estos estudios, el Geologisch Instituut de la universidad de Amsterdam, el Departamento de Cristalografía y Mineralogía de la Universidad Complutense, el Instituto Geológico y Minero de España, el Centre d'études et d'analyses des minerais et metaux (MINEMET) de Trappes, París, el centro Barbery and Jones de Londres, el Mineral Dressing Laboratory de la universidad de Trondheim (Noruega) y otros.

Estas investigaciones han sido complejas, y en ocasiones, en esa búsqueda de factores condicionantes del comportamiento industrial del mineral, hemos seguido pistas falsas con el consiguiente gasto de tiempo y dinero. Citaré como ejemplo de esto último, el estudio sobre el contenido en Fe (isomórfico) de las blendas y su presunta relación con la flotabilidad de ésta (Ljokjell, 1977).

Vamos a señalar a continuación las principales características minerales de comprobada incidencia sobre la recuperación metal.

4.4.2.1 - Las zonas de oxidación

La oxidación, que afecta parcialmente a los cuerpos mineralizados, en mayor o menor grado, es el principal carácter mineralógico en cuanto a su repercusión en el tratamiento industrial del mineral.

En efecto, dado que la concentración de los sulfuros mediante su flotación selectiva en agua, se consigue mediante reactivos específicos, que cubren la superficie de los granos de mena con una película hidrófoba, que los hace adherirse a las burbujas de aire (espumas), cualquier alteración de la superficie del mineral obstaculizará el tratamiento.

Naturalmente, existe toda una gradación entre los cuerpos de sulfuros inalterados y las masas totalmente oxidadas (gossan), absolutamente irrecuperables por flotación. Entre ambos extremos están los minerales parcialmente alterados o "descompuestos", donde pueden coexistir con los sulfuros, sulfatos, carbonatos y óxidos, de Fe, Pb, Zn, y Cu; siendo su comportamiento mineralúrgico extremadamente irregular.

En general, en las zonas parcialmente oxidadas, las texturas son mucho más complejas que en las no alteradas. Junto a los minerales primarios residuales, aparece una gran variedad de especies minerales secundarias o de alteración, que en el caso de los depósitos del distrito de La Unión, y citando sólo las más características, son las siguientes:

Sulfatos : melanterita, calcantita, goslarita, anglesita, jarosita

Carbonatos : cerusita, smithsonita, Zn-siderita

Oxidos de Fe : hematites, goethita

Oxidos de Mn : pirolusita, psilomelana, calcofanita, coronadita

El comienzo de la oxidación en los mantos de sulfuros afecta, en primer lugar a la blenda, que se altera muy rápidamente a goslarita o "caparrosa blanca", sulfato de Zn muy soluble, para pasar después a otras formas más estables (carbonatos).

También la pirita tiende a oxidarse precózmamente, formándose melanterita. (En galerías abandonadas suelen formarse concrecciones estalactíticas de goslarita y melanterita).

La oxidación incipiente sobre la galena, produce una alteración, tanto en la superficie de los cristales, como a favor de los planos de exfoliación, siendo la cerusita el principal producto de alteración, que suele ir acompañada de goethita y eventualmente de minerales del grupo de la jarosita, como plumbojarosita y argentojarosita.

En otros casos, pueden aparecer cristales de galena recubiertos por una película de anglesita. También suele ocurrir frecuentemente, que los granos de sulfuros aparezcan envueltos por una película de hidróxido de Fe.

En las figuras 4.29 y 4.30, correspondientes a muestras de cantera *San Valentín*, se aprecian ejemplos de galena parcialmente alterada, con recubrimiento de cerusita y goethita. La figura 4.31, corresponde a una muestra de la mina *Buen Consejo*, donde se observa la pirita corroída y recubierta de óxidos de Fe. A la vista del carácter y naturaleza de estas alteraciones, se comprende que una proporción considerable de la galena, y de los otros sulfuros presentes, no será recuperable por flotación, por hallarse las superficies cristalinas recubiertas por los productos de alteración, lo que cambia por completo sus propiedades físico-químicas, e impide la fijación de los colectores .

Por esta razón, en los minerales parcialmente alterados, rasgo muy característico en cantera *San Valentín*, el rendimiento Pb no corresponde a la relación *Pb sulfuro/Pb total* y por tanto no se puede estimar analíticamente, ya que una cierta parte de la galena, como acabamos de indicar, no obedecerá a los reactivos y se irá al estéril. Inversamente cierta cantidad de productos de alteración, pueden ser arrastrados a las espumas, por cristales de galena parcialmente liberados, y ocasionar un ensuciamiento del concentrado.

Por lo dicho anteriormente, no es correcta la práctica de prever la recuperación industrial del mineral, basándose sólo en la proporción de Pb y de Zn oxidados, frente a las correspondientes leyes totales. Estadísticamente, mediante el análisis de la marcha del lavadero, a nivel de resultados diarios, se comprueba que los coeficientes de correlación entre el porcentaje de metal oxidado y el correspondiente rendimiento metal son bastante bajos, como se muestra en la tabla 4.9 .

Tabla 4.9 Correlación entre la proporción de metal oxidado y el rendimiento metal

Matriz de correlación	PbO / Pb	ZnO / Zn	ρ_{Pb}	ρ_{Zn}
PbO / Pb	1,000	0.392	-0.384	-0.296
ZnO / Zn	0.392	1.000	-0.175	-0.147
ρ_{Pb}	-0.384	-0.175	1.000	0.601
ρ_{Zn}	-0.296	-0.147	0.601	1.000

Los datos analizados corresponden al tratamiento de minerales del llamado *1^{er} Manto* (canteras *Emilia* y *San Valentín*).



Figura 4.29 Galena parcialmente alterada recubierta de cerusita y goethita (*San Valentín*) X 16



Figura 4.30 Galena parcialmente alterada, recubierta de cerusita y óxidos de Fe (*San Valentín*) X 16



Figura 4.31 Pirita parcialmente alterada recubierta por óxidos de Fe (*Buen Consejo*) X 50

Para el caso del Zn, la correlación es particularmente mala y evidencia la imposibilidad de prever la recuperación de ese metal sin otra base que los datos analíticos.

En efecto, la problemática mineralógica del Zn es la más amplia, como ya trataremos más adelante. Muy significativa, en cambio, es la correlación ρ_{Pb} , ρ_{Zn} , lo que permitiría, conocido uno de los parámetros, estimar el otro.

Para ciertas partes de los yacimientos, se han podido utilizar algunos criterios indirectos, relacionados con el grado de oxidación, para prever el comportamiento del mineral.

Tal es el caso del contenido en Mn, en los minerales de *San Valentín y Emilia*, que, para muchos períodos a lo largo de la vida de la mina, presentaba una correlación bastante significativa con el rendimiento metal Zn. Véase el gráfico adjunto (figura 4.32).

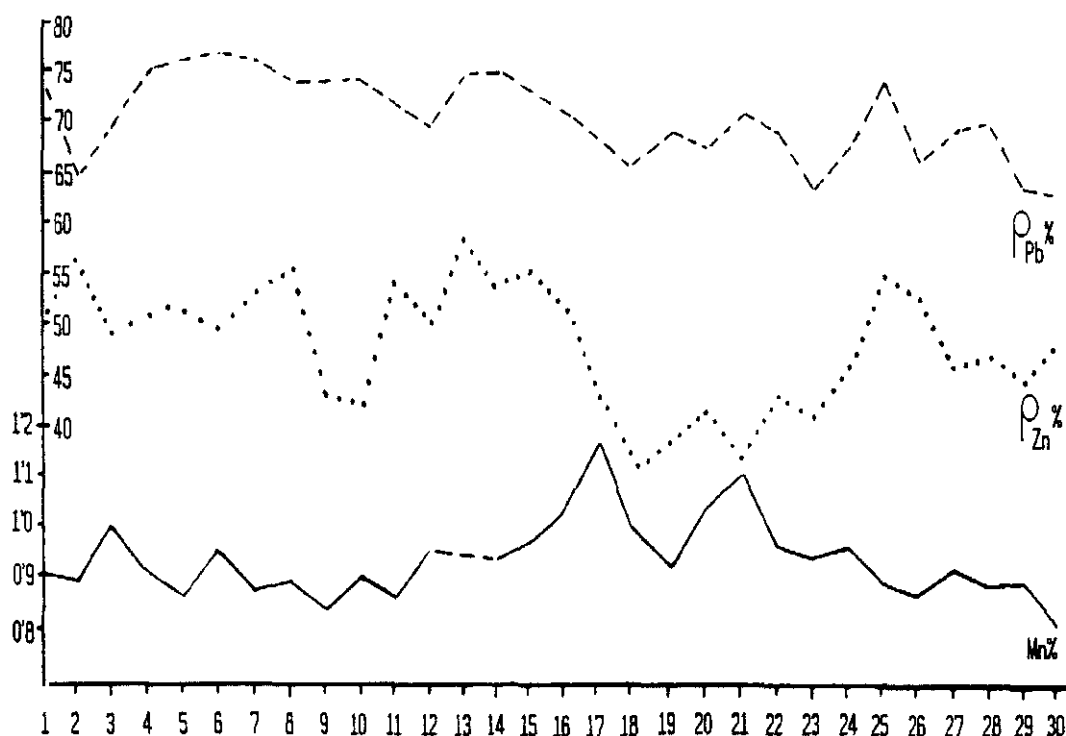
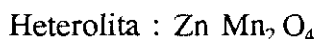
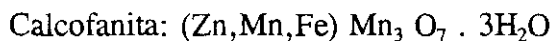
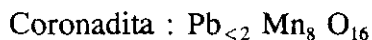


Figura 4.32 Correlación Mn% en todo-uno, con rendimiento metal Pb y Zn, sobre el mineral tipo manto greenalita-magnetita-sulfuros.

Tal correlación pensamos que se deba al hecho de que, por efecto de la meteorización una parte del Mn, que originalmente está formando parte de los carbonatos en la roca

encajante, o bien asociado al Fe en la magnetita, es removilizada para concentrarse en ciertas zonas del depósito en asociación con iones Fe, Pb, Zn. Esa asociación sería en unos casos en forma de carbonatos complejos Fe-Mn-Zn, (ver más adelante el punto 4.4.2.2), y en otros en forma de óxidos complejos tales como la coronadita, calcofanita y heterolita.



Sin embargo este tipo de criterios, así como la determinación de los porcentajes de Pb y de Zn en forma de óxidos antes mencionada, son sólo orientativos, con lo que no se evita la necesidad de realizar los *tests de flotación*, para establecer unas correctas previsiones y planificar la explotación.

En ciertos tipos de depósito, dentro de la Sierra de Cartagena, la correlación entre el porcentaje de metal oxidado de la mena, y el correspondiente rendimiento metal, es lo suficientemente significativo, como para permitir, junto con otros criterios complementarios, hacer previsiones muy aproximadas de los resultados mineralúrgicos a obtener en el lavadero. Así ocurre en la cantera *Sultana*, (diseminación de sulfuros en el Mioceno), como se describe más adelante en el apartado 4.4.3.2.

4.4.2.2 - El problema de los carbonatos complejos

Dentro de las zonas no oxidadas o inalteradas de estos depósitos minerales, una proporción variable, pero considerable del Zn contenido, no se encuentra en forma de sulfuro sino de carbonatos complejos del tipo $\text{CO}_3(\text{Fe,Mn,Zn})$ o cinc-mangano-sideritas.

¹ Friedrich (1964) considera que el Mn contenido en las Magnetitas de Cartagena procede de las Sideritas reemplazadas por aquellas (la Magnetita aparece entrecrecida con la Siderita y pseudomórfica de ella).

La presencia de estos carbonatos complejos tiene una repercusión negativa importantísima sobre la economía de estos yacimientos, ya que determina que los rendimientos metal Zn que se alcanzan en el lavadero, sean bajos y muy irregulares.

Esta paragénesis de carbonatos complejos está especialmente desarrollada en los bordes de los cuerpos mineralizados, próximos a los contactos con las rocas carbonatadas encajantes, sean éstas las calizas dolomíticas Alpujárrides, caso del *1^{er} Manto*, o los mármoles Nevado-Filábrides, en el del *2^o Manto*.

En las figuras 4.33, 4.34, y 4.35, en lámina adjunta, correspondientes al *1^{er} manto* de la cantera *San Valentín*, paragénesis greenalita-magnetita-sulfuros, se puede observar la importante presencia de los carbonatos complejos o "Zn,Mn,sideritas".

El llegar a identificar las causas de la baja recuperación general del Zn en la Sierra de Cartagena, requirió años de investigación, dado el gran número de factores que pueden incidir en los procesos mineralúrgicos e incluso en los procesos de análisis químico del mineral.

Se sabía que una fracción del Zn analizado no era recuperable, debido lógicamente a la presencia de alguna forma oxidada de Zn, por ello se analizaba también sistemáticamente el OZn, sin embargo los datos analíticos no se correspondían con los resultados industriales.

Sólo en fechas relativamente recientes, y con el apoyo decisivo de la microsonda, se pudieron acometer estudios mineralógicos cuantitativos precisos, tanto de la *alimentación* o mineral de entrada al lavadero, como de los *estériles* o residuos no flotables del lavadero.

Paralelamente, se realizaron estudios mineralógicos puntuales sobre un gran número de muestras de mano repartidas por todo el yacimiento. A raíz de ellos, se confirmó que la siderita, o así llamada, que es componente habitual de la paragénesis mineral en estos depósitos, es en realidad un **carbonato complejo o múltiple**, conteniendo Zn y Mn, además de Fe, y donde el Zn puede llegar a suponer más del **20%** en peso.

En la figura 4.36, en lámina adjunta, se presentan imágenes de microsonda, que muestran el contenido en Zn y en Mn de las "sideritas".

En la figura 4.37 se representa el diagrama de composición de las "sideritas" de la Sierra de Cartagena.

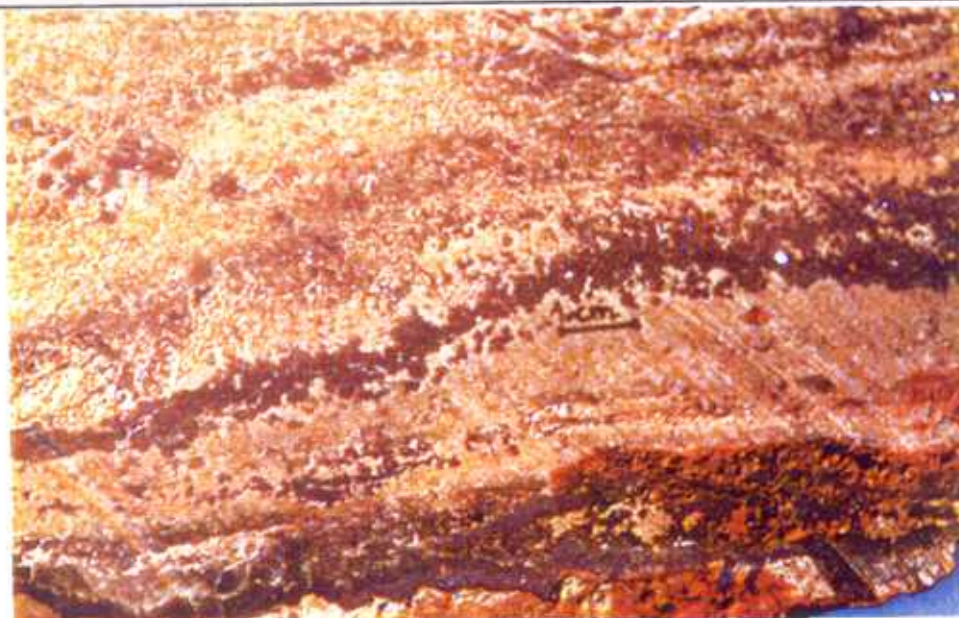


Figura 4.33 Manto con bandeo de magnetita-carbonatos complejos (San Valentín)



Figura 4.34 Manto con bandeo de greenalita-siderita con sulfuros (San Valentín)

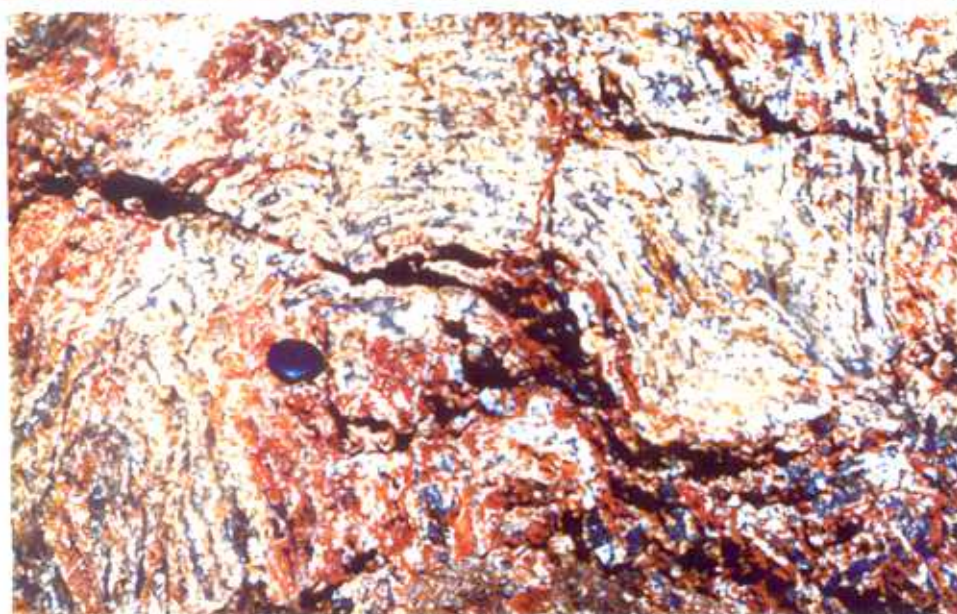


Figura 4.35 Manto "cavernoso". Entrecrecimiento de magnetita-carbonatos complejos (San Valentín)

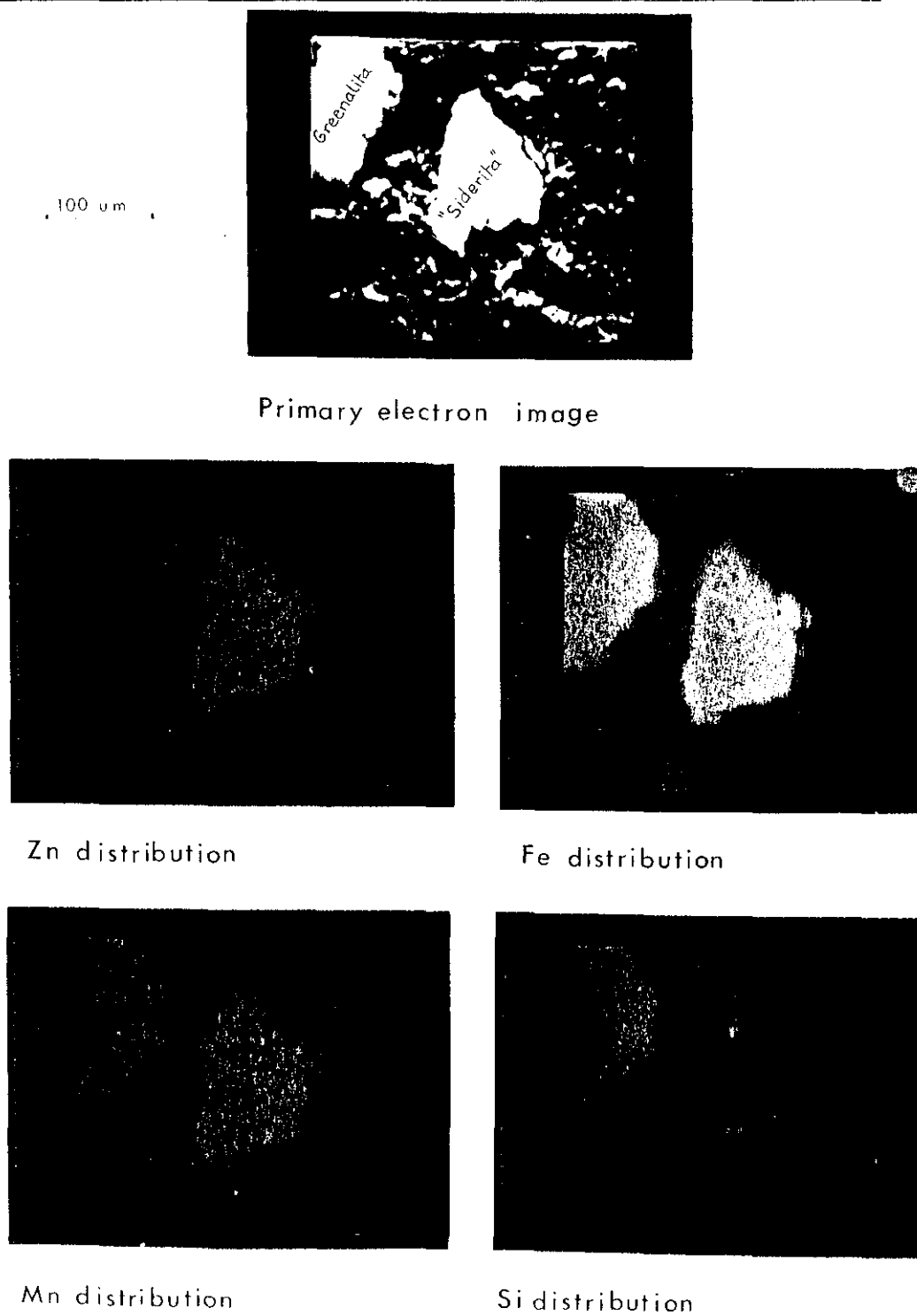


Figura 4.36 Comprobación, mediante microsonda, del reparto de Fe,Zn,Mn en un grano de "siderita" de cantera *San Valentín*. El grano del ángulo superior izquierda es de greenalita.

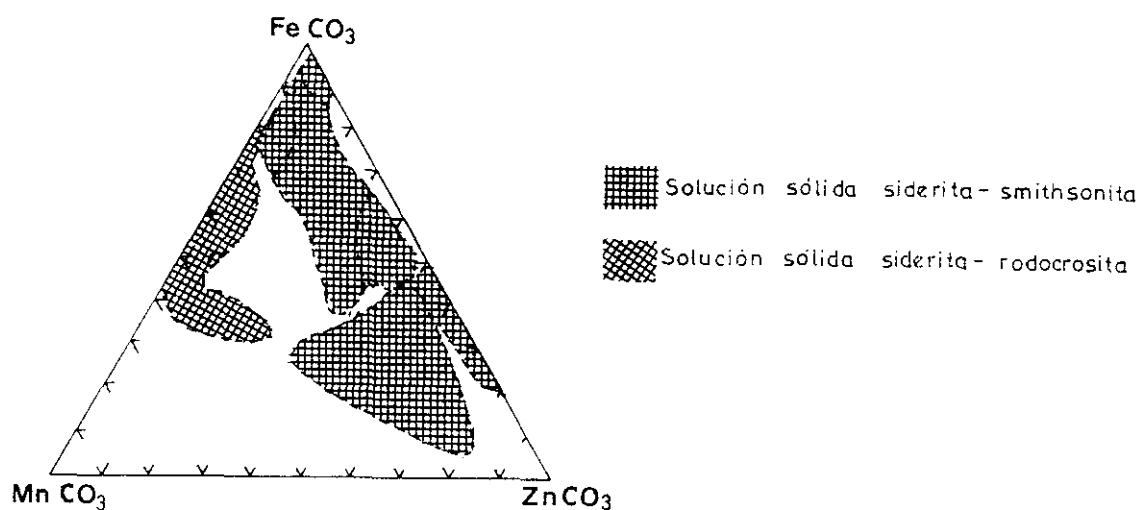


Figura 4.37 Diagrama de composición de las "sideritas" de la Sierra de Cartagena (según Kager, 1980)

Detectada la importancia del contenido de Zn en los carbonatos sobre las muestras de mano, se juzgó conveniente realizar los correspondientes estudios cuantitativos sobre muestras industriales.

La conclusión de estos estudios, llevados además en paralelo en dos laboratorios diferentes (ROBERTSON RESEARCH y MINEMET), con notable coincidencia de resultados fue que, en amplias zonas de los yacimientos de *San Valentín* y *Emilia*, cerca del **40%** del Zn total contenido, estaba en forma de **siderita cincífera**, de modo que la máxima recuperación posible de este metal, para dichas zonas, sería del orden del **60%**

Estos estudios fueron realizados sobre una muestra media obtenida a la entrada del lavadero, que correspondía a minerales de *San Valentín* y *Emilia*, procedentes de zonas de mala flotación en Zn.

Para establecer su composición mineralógica cuantitativa, se conjugaron diversos medios :

- examen microscópico
- difracción rayos X

- separaciones granulométricas, densimétricas y magnéticas
- microsonda electrónica
- análisis químico

La ley de dicha muestra era del 1.86% de Zn y la del rechazo de flotación, tras someterla a ensayo, era del 0.72% Zn. La proporción de blenda en ella, una vez balanceada su composición mineralógica, sólo justificaba el 67.7 % del Zn total contenido en la misma. El resto del Zn, el 32.3 %, resultó estar contenido en la "siderita", en proporciones variables según los granos, entre el 0 y el 20%, estimándose el contenido medio en el 2% .

En la siguiente tabla, 4.10, se presenta de forma resumida el balance de las muestras según los resultados del estudio; bien entendido que no es representativo del conjunto del yacimiento, si no sólo de ciertas zonas particularmente problemáticas:

Tabla 4.10 Balance del Zn sobre una muestra media del lavadero en días de mala flotación

BALANCE DE MINERALES	ALIMENTACION			RESIDUO FLOTACION	
	% peso	Zn% mineral	Zn% muestra	% peso	Zn% muestra
"Sideritas"	30.27	2	0.60	32.5	0.65
Blenda	2.26	56	1.26	0.11	0.06
Resto minerales determinados	62.87	0	0	65.34	0
TOTAL determinado	95.40		1.86	97.95	0.72

En ciertas partes del yacimiento, esta paragénesis de carbonatos llega a ser dominante sobre la de sulfuros, y para su designación se adoptó el término de *manto cavernoso*, que hace referencia a su aspecto celular o alveolar (a modo de carniola).

El mineral se presenta entonces, como masas oquerosas de color crema, con muy altas leyes en Zn, aunque sin apenas cristales de blenda a la vista. El contenido de galena y pirita es variable, aunque ésta última suele ser abundante.

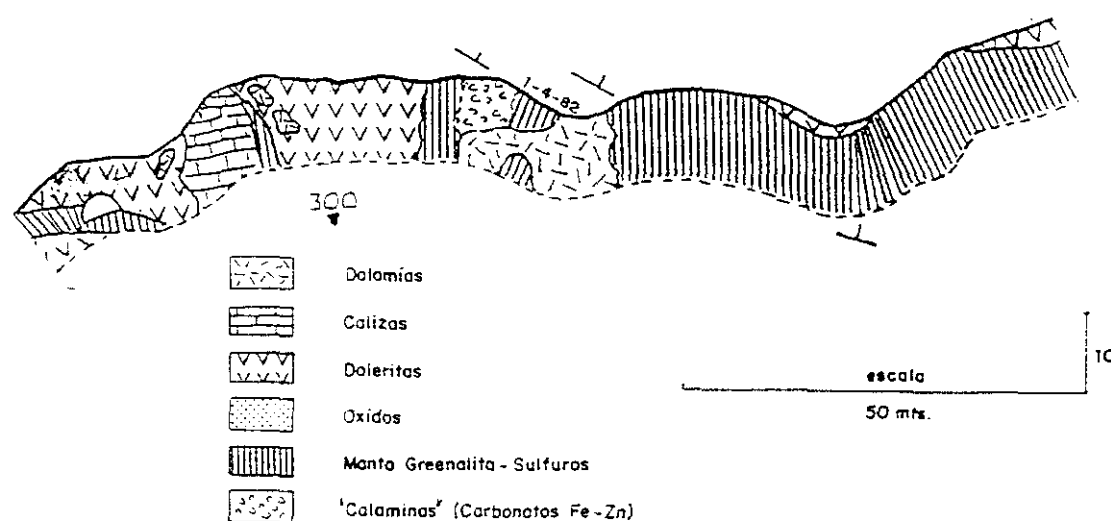


Figura 4.38 Detalle de un frente de *San Valentín*, con una zona de *manto cavernoso* o de "calaminas".

Una vez reconocido el carácter de este tipo de mineral, su identificación "de visu" sobre los frentes de mina es sencilla (véase la figura 4.38 adjunta). Pero el problema estriba en cómo detectar su presencia en las partes no visibles del yacimiento, y reconocidas sólo por muestras de sondeos.

A efectos de tal detección, el análisis del óxido de Zn no sirve, pues da valores muy inferiores al Zn total y no es significativo del verdadero carácter del mineral. En cambio la relación Zn/Pb es muy significativa, pues en estos materiales es siempre muy alta, generalmente $>$ de 10, y por tanto fuertemente alejada de los valores medios de este parámetro del yacimiento.

El ratio medio Zn/Pb, es de 0.92 para los depósitos tipo *1^{er} Manto*, de 1.4 para los depósitos tipo *2^o manto*, y de 3 para los depósitos tipo *diseminaciones en el Mioceno* (Manteca y Ovejero, 1992).

Como ejemplos muy claros de *manto cavernoso*, presentamos la composición de algunos tramos de sondeo de la mina *Buen Consejo*. En ese depósito el ratio medio **Zn/Pb** es de 2.4, existiendo zonas como las que a continuación se reseñan, que se apartan fuertemente de ese valor medio.

Tabla 4.11 Composición del mineral tipo "manto cavernoso" en la mina Buen Consejo

Sondeo	Tramo	Pb%	Zn%	ZnO%	S%	Zn/Pb
V-14-15	60-63	0.38	15.95	8.00	10.20	41.97
	63-66	0.98	14.30	4.65	8.40	14.59
	66-69	0.19	9.30	3.40	5.05	48.95
W-18	81-84	0.28	5.00	1.60	5.05	17.86
	84-87	1.80	7.05	0.94	8.70	3.92

Este tipo de mineral es irrecuperable industrialmente, en lo que respecta al Zn. Los numerosos ensayos de flotación realizados muestran que si bien el Pb se recupera normalmente, la recuperación de Zn es siempre inferior al 30% y muy frecuentemente no pasa del 15%.

Como se aprecia en la tabla anterior, el ratio Zn/Pb, es guía suficiente para detectar estas facies minerales y así poder eliminarlas de la planificación.

4.4.2.3 - El problema de los minerales de ganga arcillosa

Los minerales arcillosos, que de forma minoritaria suelen estar presentes en los depósitos minerales de Sierra de Cartagena, pueden ser localmente muy abundantes e incluso el componente mayoritario dentro de la roca mineralizada.

En este último caso, llega a constituir hasta el 90% en peso de la misma, y para designar a este tipo de mineral se utiliza el término de "*blanquete*", en referencia a su coloración.

Estas facies arcillosas aparecen especialmente desarrolladas en las cortas de *Gloria* y *San José*, presumiblemente ligadas a la alteración hidrotermal de los esquistos albíticos, encajantes de la mineralización en dicha zona.

Composición de los "blanquetes" y su repercusión sobre el tratamiento mineralúrgico

Estos materiales contienen normalmente entre un 20 y un 40% de Al_2O_3 . Según su análisis difractométrico, el componente más abundante es la caolinita, que junto con la halloysita y la gibsita, pueden llegar a constituir ocasionalmente el 90% del mineral bruto.

Suelen estar presentes también la jarosita, natrojarosita, cuarzo, micas, y naturalmente las menas metálicas: magnetita, marcasita, pirita, blenda y galena. Los minerales arcillosos citados, constituyen por tanto la matriz de las menas metálicas habituales.

Este tipo de material presenta grandes dificultades de tratamiento, que se localizan en dos etapas del proceso:

1 - En la etapa de preparación mecánica, donde ésta, se ve entorpecida en gran manera por las características de plasticidad y adherencia del material.

2 - En la etapa de flotación, donde las dificultades provienen de la fuerte proporción de lamas producida, que ocasiona una viscosidad muy alta en las pulpas, con los efectos siguientes:

- Impide que los colectores se fijen a los sulfuros, por tener éstos sus superficies recubiertas de geles arcillosos.
- Sobreconsumo de reactivos debido a la absorción de éstos por las arcillas.
- Dificultad para la difusión del aire y la formación de espuma.

Todo lo anterior se traduce en la obtención de unas recuperaciones metal muy pobres.

La problemática industrial de estos materiales ha sido estudiada en profundidad, debido a su importante repercusión económica. Como resultado se estableció como medida principal para normalizar su tratamiento, operar con una **mayor dilución** de las pulpas, para así combatir el efecto de la viscosidad.

Mientras que la proporción de sólidos en las pulpas es habitualmente del 32%, para el tratamiento de los "blanquetes" se regula la alimentación para que las pulpas tengan solamente el 16% de sólidos.

Efecto análogo al de tratamiento en pulpas diluidas, pero sin pérdida de capacidad de tratamiento en el lavadero, se consigue dosificando estos minerales en cabeza del circuito. Ello se consigue estableciendo una "*playa de homogeneización*" previa a la trituración primaria. Para poder desarrollar esta dosificación, es imprescindible conocer con la debida antelación la situación, entidad y características de los materiales problemáticos. A tal fin es precisa la realización sistemática de test de flotación sobre las muestras de los sondeos del control de leyes.

Se dan sin embargo algunos casos en que la viscosidad provocada por estos materiales es tan fuerte, que ni con dilución máxima se consigue la liberación de los sulfuros. Se ha observado que estos casos coinciden con la presencia de abundante magnetita martizada. Ello sugiere que el Fe de la martita puede hacer de elemento aglutinador de los coloides arcillosos, dificultando su dispersión y la liberación de los sulfuros. En esos casos hay que rechazar totalmente esos minerales y depositarlos en la escombrera.

Un efecto análogo al provocado por los "*blanquetes*" se da cuando se produce un ensuciamiento del mineral con las filitas, material situado a muro del 1^{er} Manto, y a techo del 2^o Manto.

4.4.2.4 - Las zonas de sulfatos y la importancia de su control

Dentro de la problemática de las zonas de alteración en general, las zonas de sulfatos constituyen un caso especialmente conflictivo por sus repercusiones mineralúrgicas.

Las facies de sulfatos se han desarrollado sobre minerales ricos en pirita, "*manto piritoso*", sobre todo en zonas de labores mineras antiguas, donde dichas labores han inducido el proceso de alteración. Dado que las modernas explotaciones a cielo abierto de la Sierra de Cartagena son en realidad reconversión de una intensa minería subterránea más antigua, las zonas de "rellenos" y "minados" antiguos, con sulfatos, son un fenómeno muy habitual en ellas.

Donde mayor importancia han tenido estas zonas de sulfatos, ha sido en la corta *San*

José, en donde el 10% de sus reservas tenían este carácter (300.000 toneladas sobre un total de 3 millones); y en menos importancia en las cortas *Brunita* y *Los Blancos*. En ella abundan, junto a los sulfuros primarios, los sulfatos solubles, especialmente melanterita, goslarita y calcantita, que al incorporarse a los circuitos del lavadero, provocan una serie de perturbaciones en el tratamiento.

Dichas perturbaciones se traducen en una bajada del ρ_{Zn} en la flotación global, ya que el sulfato de Zn actúa como un *depresor* de la blenda, y en un ensuciamiento de los concentrados de Pb, por incorporación a ellos de blenda y pirita, durante la fase de *diferenciación*. (Los concentrados de Pb obtenidos a partir de estos minerales, pueden tener más del 10% de Zn, llegando ocasionalmente al 20%).

Ello es debido a que, al hidrolizarse los sulfatos, se produce un P_h muy bajo en las pulpas, lo que reactiva a dichos sulfuros cuando debían ser deprimidos.

Para contrarrestar esos efectos se recurre a añadir a los circuitos, *reguladores* del P_h aunque no siempre con buenos resultados. Finalmente la experiencia mostró que la actuación más conveniente, consistía en un **control "in situ"** y en una **dosificación** rigurosa de este tipo de minerales, con los minerales "sanos" en la alimentación al lavadero, a fin de no sobrepasar nunca una determinada proporción.

La dificultad de tal control radicaba, en la detección anticipada de estos materiales, antes de tener el mineral "a la vista", con el suficiente adelanto para poder planificar y dosificar su extracción, y de una manera menos onerosa que la realización sistemática de *tests de flotación diferencial* (TFD) en laboratorio, de coste muy elevado.

La técnica adoptada, fue controlar mediante análisis la cantidad de Cu soluble sobre las muestras de los sondeos de control de leyes, así como el P_h de dichas tierras, al ser levigadas o puestas en suspensión. La correspondiente información era reflejada en los planos de preexplotación, junto con los restantes datos de leyes, código litológico, etc, permitiendo la planificación y control de estas zonas.

4.4.2.5 - Otros factores mineralógicos de repercusión en el tratamiento, y en especial sobre la Diferenciación

Además de los problemas originados por las "zonas de sulfatos" que acabamos de citar, y que inciden en la marcha del lavadero, tanto a nivel de la flotación global como de la diferenciación, en las menas de la Sierra de Cartagena son frecuentes las dificultades en la separación de los distintos sulfuros en el lavadero, relacionadas con diversos aspectos mineralógicos.

La identificación de esos otros factores, se pudo conseguir en base al seguimiento diario de los frentes en explotación, y la correlación entre sus características y la marcha del lavadero, con la ayuda del ya citado "*chivato*".

En unos casos, las dificultades provienen de la textura del mineral, que puede condicionar la formación de granos "mixtos" y una insuficiente liberación de los sulfuros, con el efecto más general de **pérdidas** de blenda y pirita y **ensuciamiento** del concentrado de Pb.

En otros casos, radican en su composición químico-mineralógica, y más concretamente en la presencia de ciertos elementos secundarios asociados. Aquí se podría citar la incidencia de los contenidos en Cu y Cd sobre el comportamiento del mineral en la diferenciación, la del contenido en materia orgánica sobre la calidad del concentrado de galena, o la del Bi sobre la calidad metalúrgica de los concentrados de Pb.

4.4.2.5.1 - Incidencia de aspectos texturales

En relación con la textura se debe citar la presencia de zonas minerales donde predominan las texturas lamelares-mirmequíticas. Este carácter era particularmente acusado en la cantera *Los Blancos* (mineral tipo sulfuro complejo). Consisten generalmente en una microinterpenetración intensa entre la esfalerita y los demás sulfuros (figuras 4.39, 1 a 5) que repercuten en una mala liberación, y por tanto en una mala diferenciación de las especies,

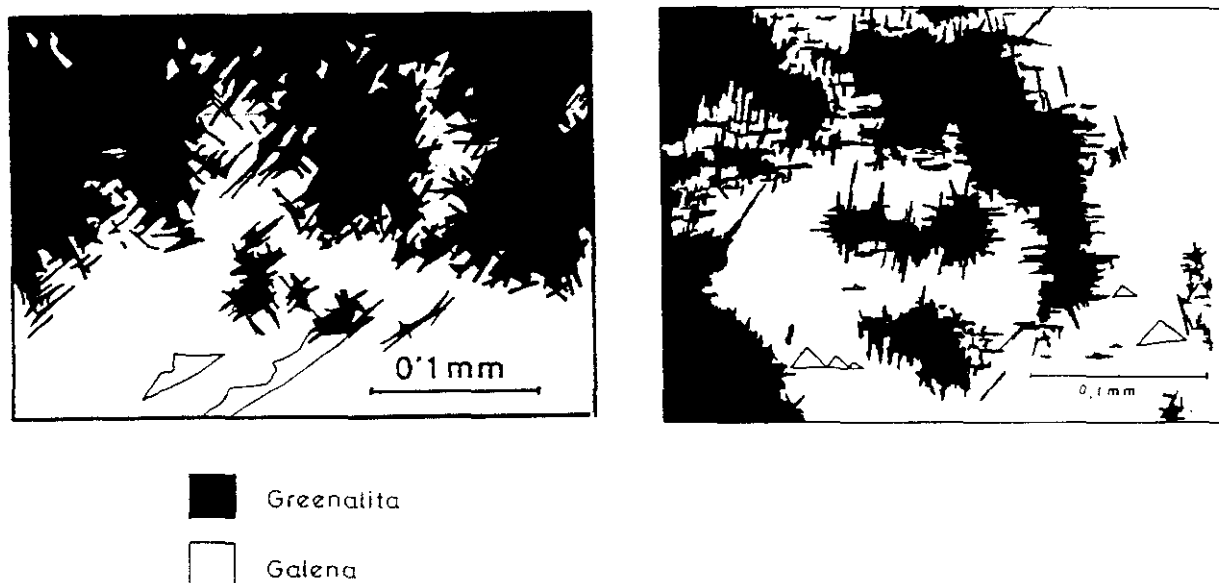
con obtención de concentrados pobres. Ver también fotos 12 y 13 en la lámina correspondiente.

En efecto en las muestras tomadas en el lavadero, después de la molienda fina, d_{80} a $<$ de 40μ , se observa la presencia de numerosos *mixtos*, principalmente de blenda-marcasita. Estos, en unos casos, van a parar al concentrado de blenda, provocando el correspondiente ensuciamiento, y en otros, al de pirita con la consiguiente pérdida de ρ_{Zn} .

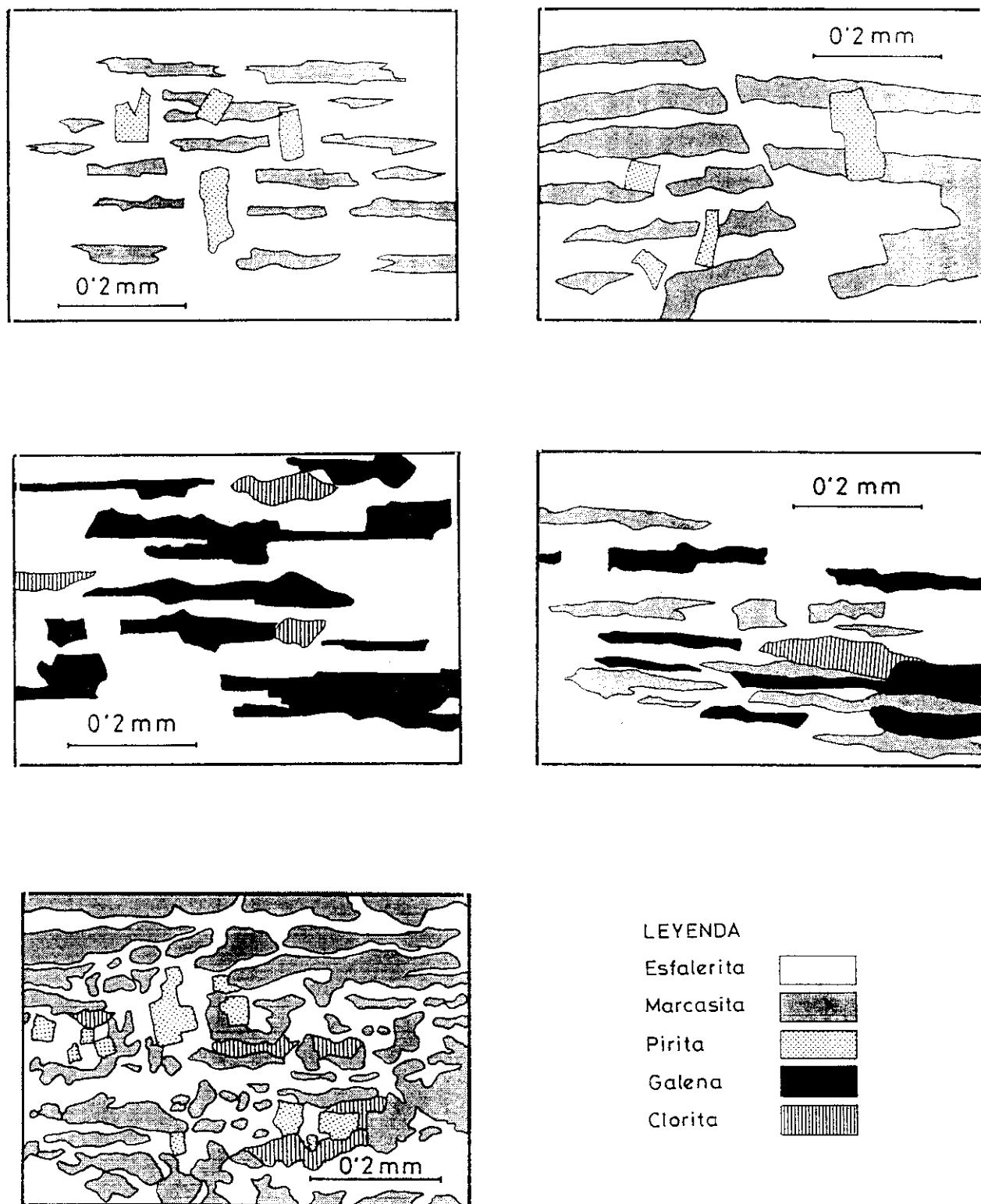
En otros casos, los mixtos pueden ser de galena o de blenda, con la ganga. Así ocurre particularmente con la greenalita, cuando ésta presenta un hábito fibroso, por crecimiento de galena sobre greenalita y posterior removilización de ésta a favor de los planos estructurales de la galena. Estos casos son frecuentes en *San Valentín*, *Tomasa* y *Emilia* (mineral tipo greenalita-magnetita-sulfuros). Ver figuras 4.40, 1 y 2 .

Estos microentrecrecimientos, hacen que la eliminación de la fracción arcillosa o "lamas" en los circuitos del lavadero, entrañe siempre una pérdida no despreciable de galena.

También son frecuentes los mixtos de sulfuros con óxidos de Fe, con la consiguiente pérdida de aquéllos (véase la figura 4.31).



Figuras 4.40, 1 y 2 Entrecrecimiento de galena con greenalita fibrosa, en cantera *San Valentín*(1) y cantera *Emilia*(2).



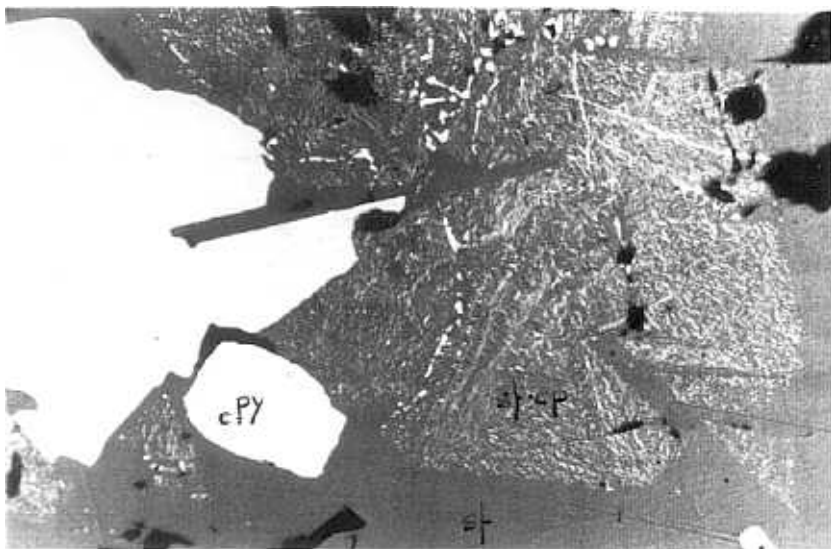


Figura 4.41
Microinterpenetración de
calcopirita y esfalerita. Cantera
Los Blancos X 55

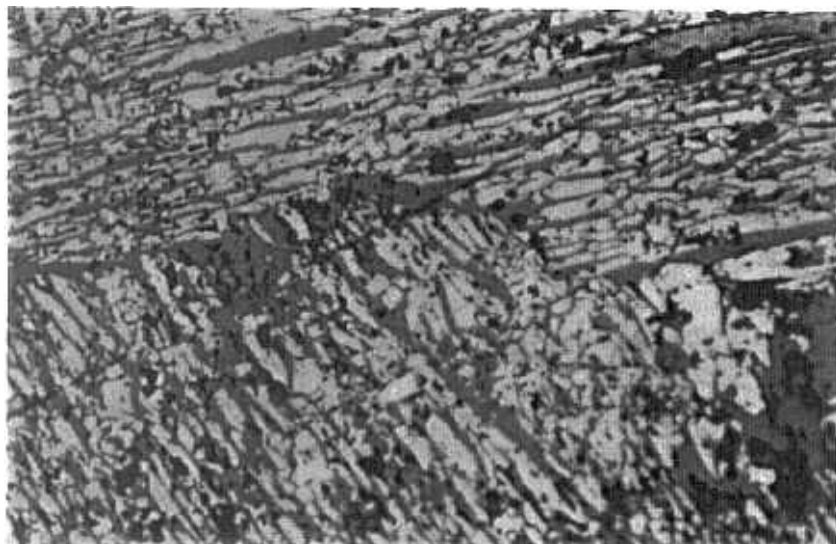


Figura 4.42
Entrecrecimiento de esfalerita,
marcasita y clorita . Cantera
Los Blancos X 16

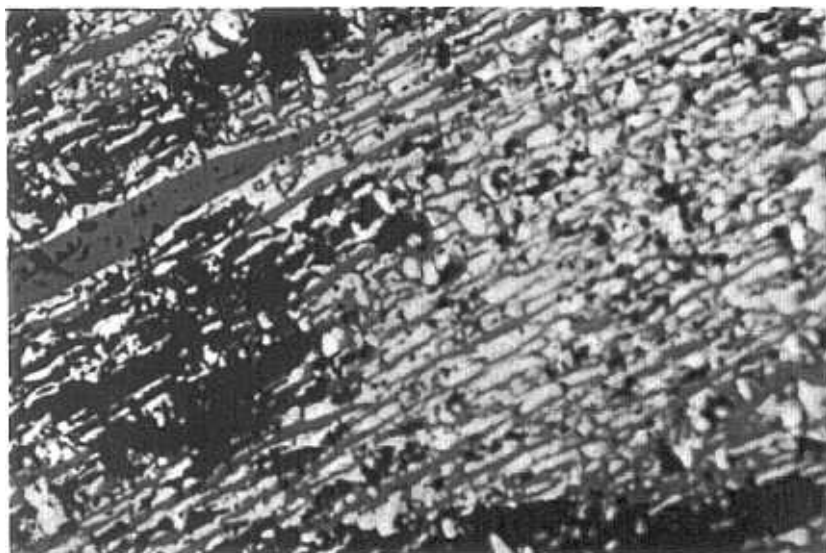


Figura 4.43
Entrecrecimiento de esfalerita,
marcasita y clorita. Cantera
Los Blancos X 16

4.4.2.5.2 - Incidencia de aspectos composicionales

El contenido en elementos accesorios : Cu y Cd

En relación con la presencia de ciertos elementos accesorios, se ha observado que cuanto mayor es el contenido en Cu y Cd, asociado a las blendas, más activo es el comportamiento de éstas en la flotación diferencial, lo que se traduce en que tienden a flotar junto a la Galena, empobreciendo los concentrados de ésta.

Así se ha confirmado, mediante los correspondientes análisis estadísticos. Las funciones de regresión, relacionando el contenido en Zn del concentrado Pb, con la ley de Cu y de Cd del mismo, son de la siguiente forma :

$$Zn = n(Cu\%)^2 + m$$

$$Zn = a(Cd\%)^2 + b$$

En la figura 4.44, se muestra gráficamente la correlación existente. Esta correlación era más marcada cuando se trataban mayoritariamente minerales de la cantera *Los Blancos*.

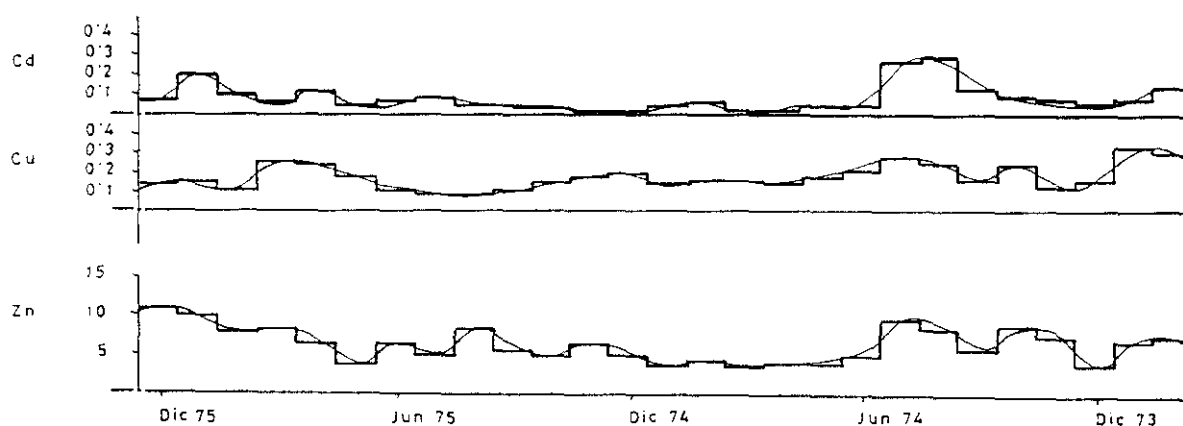


Fig. 4.44 Correlación entre los contenidos de Zn, Cu y Cd en el concentrado de Pb producido en el lavadero *Roberto*.



Figuras 4.45 y 4.46 Inclusiones de calcopirita en la blenda. Cantera *Los Blancos* X 100



Figuras 4.47 y 4.48 Galena recubierta por S Cd (grenockita y hawleyita). *Los Blancos* X 100

El contenido en Cu de la blenda, se debe a las inclusiones estructurales o exudaciones de calcopirita, que si bien están presentes en las blendas de todo el distrito, adquieren una mayor importancia en algunas zonas concretas como *Los Blancos*. Figuras 4.45 y 4.46 .

La incidencia del Cu sobre el comportamiento mineralúrgico de la blenda, tiene lugar a partir de la *remolienda* o molienda fina, ya que con la granulometría alcanzada en ella, $80\% < 75\mu$, se produce una gran proporción de granos mixtos calcopirita-blenda, cuyo comportamiento va a ser determinado por el carácter muy hidrófobo de la calcopirita, por lo que estos mixtos se incorporan a las espumas, junto con la galena, con resultado de ensuciamiento del concentrado de Pb y pérdida de ρZn . (Para alcanzar una total liberación de la calcopirita y separarla de la blenda, sería preciso moler por debajo de las 25μ).

Por su parte, el contenido en Cd de las blendas de la Sierra de Cartagena, se debe a inclusiones de hawleyita (Kager, 1980). En otros casos, en la vecindad de zonas de alteración, el Cd también se suele presentar, en forma de grenockita, sulfuro secundario que aparece contorneando o interpenetrando los cristales de galena y blenda. Figuras 4.47 y 4.48 . La grenockita es fácilmente reconocible a simple vista en los frentes de mina, por su coloración naranja.

El mayor contenido en Cd, dentro de este distrito minero, se localizaba en ciertas zonas de *Los Blancos*, con leyes superiores a los 600 ppm sobre el mineral bruto. Sobre la blenda, el contenido alcanza y supera en muchas zonas los 3000 ppm.

La importancia del contenido en Cd de las blendas del distrito de La Unión, detectada por análisis químico convencional, ha sido confirmado mediante análisis grano a grano con la microsonda (Kager, 1980). Los contenidos más bajos, y a la vez más irregulares, corresponden a *San Valentín*, con una media de unos 1700 ppm; los más altos y regulares corresponden a *Los Blancos*, con una media de unos 2300 ppm.

Dentro de esta última cantera, los contenidos de ambos metales en cuestión, varían sensiblemente de los bancos más altos a los bajos, según se muestra en la tabla 4.12. En coincidencia con ello, los problemas mineralúrgicos en el lavadero fueron mayores durante el tratamiento de aquellos.

Tabla 4.12 Variación de los contenidos relativos de Cu y Cd en Los Blancos, según la profundidad.

Los Blancos PLANTA	Cu Relativo Kgs.Cu / t.Blenda	Cd Relativo Kgs.Cd / t.Blenda
60 - 70	5.70	2.90
50 - 60	3.10	2.20
40 - 50	3.60	1.90
30 - 40	3.30	1.70

De manera semejante a lo que ocurre con las inclusiones de calcopirita, se considera que las inclusiones de S Cd, juegan un papel activador en la flotación de la blenda, durante la diferenciación, de modo que los granos más ricos en inclusiones serían arrastrados al concentrado de galena.

El análisis químico comparativo de las blendas del concentrado de Zn, y de las que se incorporan al concentrado de Pb, realizado en una época de agudos problemas de diferenciación en el lavadero, parece confirmar que se produce una segregación diferencial de los cristales de blenda más cupríferos y cadmíferos, hacia ese concentrado, tal como se muestra en la tabla 4.13.

Tabla 4.13 Comparación entre los contenidos relativos de Cu y de Cd en la blenda de los concentrados del lavadero Roberto.

Análisis de Blendas de los Concentrados	Ley Cu Kgs / ton	Ley Cd Kgs / ton
Blenda del Concentrado Zn	1.30	1.70
Blenda del Concentrado Pb	10.0	5.20

4.4.3 - Previsión experimental del comportamiento mineralúrgico :

Los tests de flotación

Ante la gran variabilidad de comportamiento mineralúrgico que pueden presentar las menas dentro del yacimiento, por la diversidad de su expresión mineralógica, como

anteriormente se ha señalado, conocer anticipada y exactamente la recuperabilidad o rendimiento metal de cada bloque, puede llegar a ser tan importante como conocer su contenido metal.

Por esta razón se hizo necesario en las explotaciones de la Sierra de Cartagena, implantar la realización de los *tests sistemáticos de flotación* (TF), que se hacen normalmente según una malla regular aprovechando las muestras de los sondeos de Control de Leyes. Debido tanto al considerable coste económico de estos ensayos mineralúrgicos, como a la capacidad del laboratorio, se adoptó una malla de ensayos doble que la de muestreo, de manera que se realizan tests de flotación sobre uno de cada cuatro sondeos, tal como se indica en el siguiente esquema (figura 4.49).

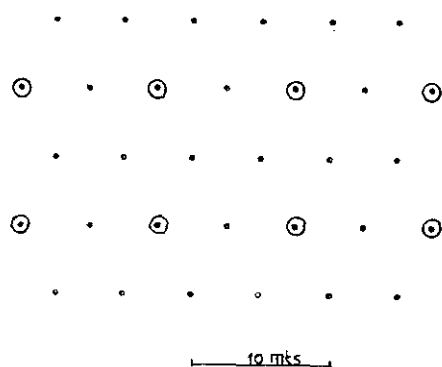


Figura 4.49 Cantera *Tomasa* - Malla de sondeos de control de leyes. Los círculos indican los TF a realizar.

A las muestras situadas entre los distintos ensayos, se les adjudica bien los valores promedios correspondientes, o bien, cuando existe la información cualitativa adicional suficiente, se les asigna el valor de la muestra ensayada más afín.

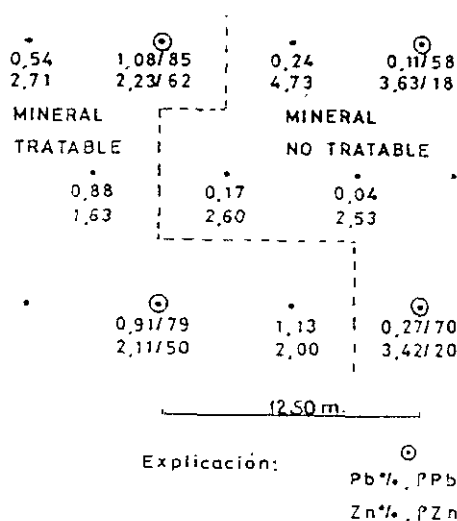


Figura 4.50 Cantera *Sultana* - Malla de muestreo. Los círculos señalan los TF realizados.

En el ejemplo que se presenta en la figura 4.50, la separación entre el mineral tratable y el no tratable, se hace en base a los test de flotación y se complementa con la ayuda de un criterio adicional : en este caso la relación $Zn/Pb > 10$ (criterio aplicable en la cantera *Sultana*. Ver justificación en el apartado 4.4.4). En otros casos, los criterios adicionales pueden ser de carácter geológico, ya sea en base a los levantamientos de frentes, o a la

inspección "de visu" de los sondeos o barrenos de control de leyes (véase apartado 4.2.1).

Conviene señalar, en relación con la figura 4.50, que cuando las leyes de la muestra son muy bajas, el valor del correspondiente rendimiento metal obtenido en el ensayo de flotación, no es representativo, como es el caso de los ρPb que aparecen en la zona de mineral no tratable (oxidado) de la figura. En efecto, dadas las leyes tan bajas en Pb, un pequeño arrastre mecánico de mineral oxidado, debido al factor de turbulencia en la celda de ensayo, justificaría esos rendimientos aparentes tan altos.

4.4.3.1 - Representatividad de los test de flotación : Equivalencia Resultados laboratorio/ Resultados industriales

Dada la diferente cinemática entre el proceso de concentración por flotación de los sulfuros, a escala industrial (en grandes celdas y en continuo) y el ensayo de laboratorio (en pequeñas celdas cerradas), se hace necesario buscar el grado de equivalencia o *factor de escala*, a aplicar a los valores obtenidos en el laboratorio, a fin de ponernos en condiciones realistas.

A tal efecto, durante varios meses, y sobre las muestras diarias representativas de la alimentación al lavadero, se hicieron los correspondientes TF en el laboratorio. La posterior comparación entre los valores de los Rendimientos industriales diarios, y sus correspondientes obtenidos en el laboratorio, mostró que el ajuste de la regresión entre ambas series de valores era muy bueno, pero resultando los ρ laboratorio superiores en promedio a los ρ lavadero o reales, siendo los factores de corrección a introducir de **0,90** para el ρPb y de **0,80** para el ρZn de tal modo que :

$$\rho\text{Pb industrial} = \rho\text{Pb laboratorio} \times 0,90$$

$$\rho\text{Zn industrial} = \rho\text{Zn laboratorio} \times 0,80$$

No obstante, este ajuste no es válido para la totalidad de los cuerpos mineralizados de la Sierra de Cartagena, debido principalmente a la existencia de zonas con problemas de

diferenciación de los sulfuros como ya se señaló anteriormente, problemas que no afloran en el ensayo estandar de laboratorio por tratarse de ensayos de flotación global. En esos casos como es lógico los correspondientes coeficientes de equivalencia son mucho más bajos.

En la tabla 4.14, se presenta un ejemplo de TF con el cálculo de los rendimientos metal previsibles.

Tabla 4.14 Ejemplo de test de flotación sobre sondeos de control de leyes

TEST DE FLOTACION		Identificación muestra					
CANTERA: Los Blancos		NIVEL: 70		SONDEO: 64039			
Producto	Peso	Leyes		ρ Laboratorio		Cálculo metales	
	%	Pb%	Zn%	ρ Pb	ρ Zn	Pb	Zn
Espuma Global	36.7	3.37	9.27	84.8	76.2	123.8	340.2
Residuo	63.3	0.35	1.68	15.2	23.8	22.2	106.4
T.U. Recons-truido	100.0	1.46	4.47	100	100	146.0	446.6
ρ Industrial Previsible				76.3	61.0		
T.U. Analizado							
		Pb %	PbO %	Zn %	ZnO %	S %	Ag g/t
		1.50	0.54	4.54	1.11	16.7	18

4.4.4 - Análisis estadístico de datos analíticos de las muestras versus resultados mineralúrgicos experimentales y su aplicación a las Previsiones. Caso de la mina Sultana.

Ante el importante costo económico de los ensayos sistemáticos de flotación, a malla regular, sobre un yacimiento de grandes dimensiones, como es el caso de la cantera *Sultana*, se han buscado parámetros analíticos, que permitieran, a partir de los análisis químicos de las muestras (datos del control de leyes), hacer previsiones sobre el comportamiento mineralúrgico, y ahorrar así al menos una parte de los ensayos de laboratorio.

Hay que tener en cuenta que dado el carácter de la mineralización de este depósito, no hay criterios "de visu" que permitan detectar los cambios de calidad del mineral. En efecto la mineralización está tan finamente diseminada, que no es visible a simple vista, y los cambios cualitativos (principalmente de Zn sulfuro a Zn carbonato, smithsonita) no son perceptibles.

Por ello y utilizando los datos de los TF ya realizados sobre una parte del yacimiento, se pudo hacer un estudio estadístico a fin de establecer las posibles correlaciones entre los distintos parámetros químicos de las muestras, indicadores de su grado de alteración, con su rendimiento metal .

Resultados del análisis estadístico y correlaciones

- a)- La proporción de Zn oxidado (OZn/Zn) de las muestras, guarda una fuerte correlación negativa con el rendimiento metal Zn ($\rho_{Zn}\%$): $\gamma = -0.8867$ (figura 4.51).
- b)- El contenido de S de las muestras, versus su contenido en Zn, (S/Zn), es indicativo de las proporciones relativas del Zn bajo las formas de sulfuro y de óxido. De ahí, que tal parámetro, tenga una correlación directa, aunque no muy fuerte, con el ρ_{Zn} : $\gamma = 0.608$ (figura 4.52). Además, observando dicha figura, con la nube de puntos y la correspondiente recta de regresión, se pueden extraer unos criterios

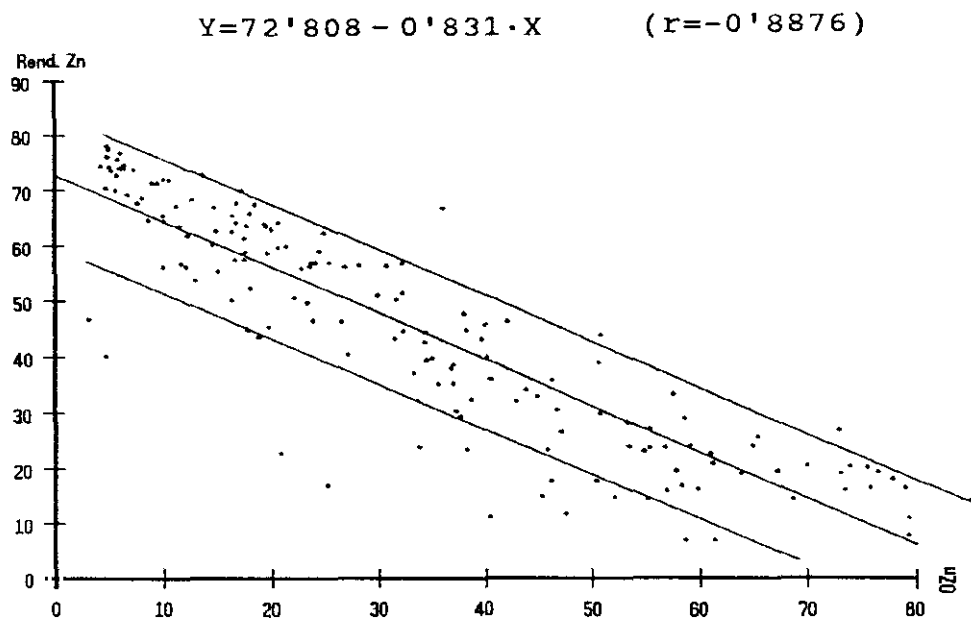


Figura 4.51 Correlación OZn% - Rendimiento Zn

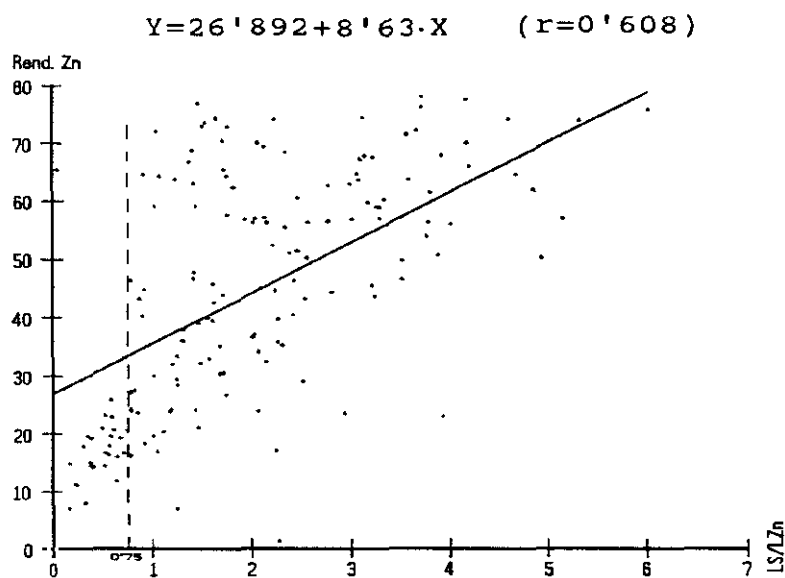


Figura 4.52 Correlación ratio S/Zn - Rendimiento Zn. Se observa que para ratios inferiores a 0.75, el mineral es prácticamente irrecuperable.

guía muy concretos: Para valores $S/Zn < 0.75$ el mineral es irre recuperable por flotación ($\rho_{Zn} < 25\%$).

- c)- La relación de leyes **Zn/Pb** de las muestras, proporciona un criterio orientativo de la alteración del mineral. En efecto la relación entre ambos metales es un parámetro geoquímico característico del yacimiento, y por tanto, los valores anómalos reflejan un proceso de alteración, por lixiviación y posteriores concentraciones secundarias de metal, especialmente del Zn.

En términos más concretos podemos decir, interpretando el correspondiente análisis, ver figura 4.53, que para ratios $Zn/Pb > 10$, el mineral en cuestión, será irre recuperable ($\rho_{Zn} < 25\%$).

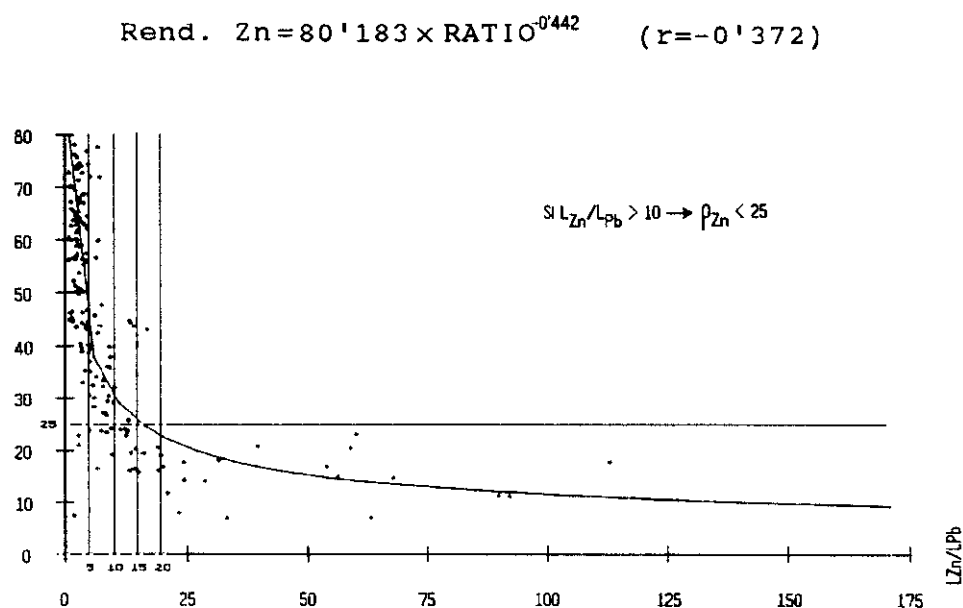


Figura 4.53 Correlación ratio Zn/Pb con el rendimiento Zn. Se observa que para ratios superiores a 10, la casi totalidad de las muestras tiene un rendimiento inferior al 25 %

Con la utilización conjunta de estos tres criterios, se consiguió ahorrar un gran número de ensayos de flotación.

Además de las figuras citadas, correspondientes a los respectivos análisis de correlación, se muestra un diagrama (figura 4.54) que indica la influencia conjunta de los

parámetros S/Zn y OZn/Zn (que indican ambos la proporción de Zn en forma de sulfuro), sobre el ρ_{Zn} .

Según se muestra en esta figura, se puede prever de forma aproximada el rendimiento metal Zn, en base a los dos parámetros citados

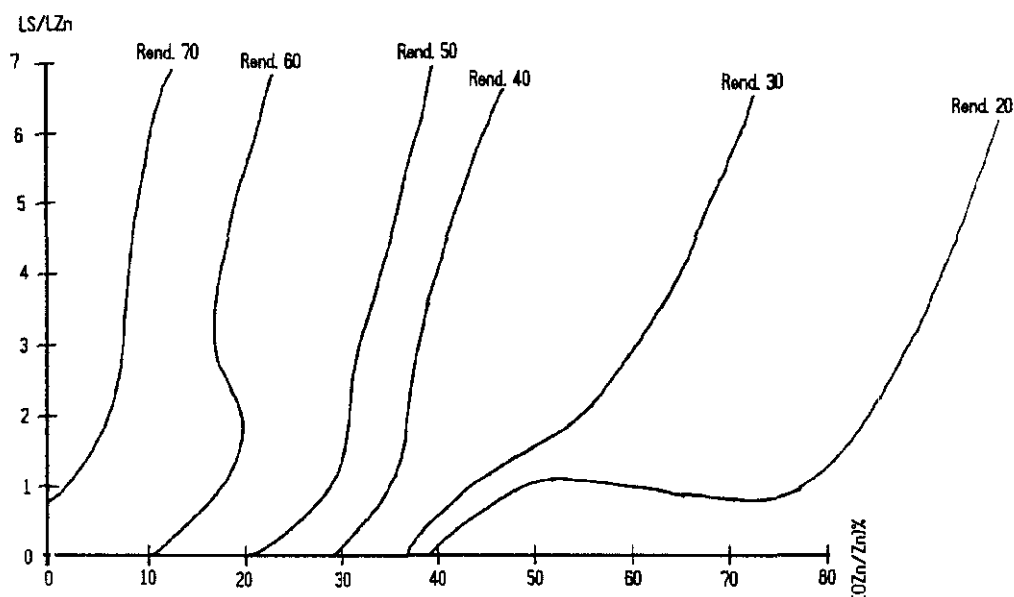


Figura 4.54 Rendimiento Zn en función de los ratios S/Zn y ZnO/Zn . Conocidos ambos ratios analíticamente, podemos prever el rendimiento, sin recurrir al costoso TF.

Estos criterios se han demostrado válidos en la cantera *Sultana* donde la mineralogía es relativamente sencilla y la única especie oxidada de Zn es la smithsonita. No ocurre así en otros depósitos de la Sierra de Cartagena, donde la asociación mineral es mucho más compleja y los productos de alteración mucho más variados.

**5 - LA SELECCION DEL MINERAL Y
PLANIFICACION DE SU EXPLOTACION**

5 - LA SELECCION DEL MINERAL Y PLANIFICACION DE SU EXPLOTACION

5.1 - La integración de la información cuantitativa y cualitativa: De la base de datos a los planos de pre-explotación

Todos los datos obtenidos de los sondeos de control de leyes, coordenadas, cotas, litología, alteraciones, leyes por maniobras, ensayos de flotación, etc, son introducidos en ordenador pasando a integrarse en un fichero de información básica (**FIB**).

A esta base de datos se van incorporando, tanto los sondeos largos de circulación inversa a malla relativamente abierta, como los sondeos cortos de martillo, de banco a banco, de cierre de malla. (Ver los organigramas correspondientes al final de este capítulo).

Al comienzo de cada mes se realiza la edición actualizada del correspondiente *plano de pre-explotación*, previa la actualización topográfica (fotogrametría terrestre) de la configuración de la corta.

Tras esta actualización topográfica, a cada sondeo se le reasigna la cota de cabeza actualizada correspondiente, mediante la superposición del plano fotogramétrico actualizado de la corta, sobre el plano de posición de los sondeos. Posteriormente se ponderan o regularizan los valores de dichos sondeos, con arreglo a la configuración real de los bancos de la corta.

Una vez constituido así el fichero de datos regularizados o *composites* de los sondeos

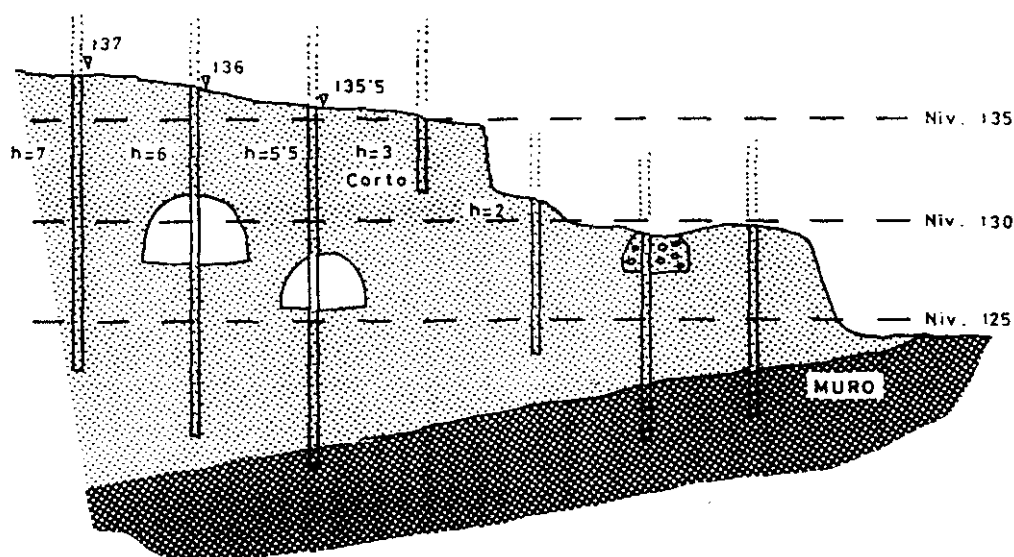


Figura 5.1 Ejemplo de situación real de una corta, con algunos factores que deben expresarse en el plano de pre-explotación (desniveles, minados, sondeos cortos, etc).

actualizados a primero de mes, se dibuja mediante plotter el correspondiente plano, normalmente a escala 1:500, o *plano de pre-explotación*, donde se representa el contorno actualizado de los bancos de la corta, y los sondeos de control de leyes.

La salida gráfica se programa de forma que, junto con los datos básicos de cada sondeo (identificación, leyes, rendimientos), figuren también otras informaciones consideradas importantes para la Planificación del mineral : posición de minados y rellenos, profundidad de los contactos de techo y muro, sondeos cortos o sin recuperación ...etc. En la figura 5.1 se representa el tipo de casuística que debe expresarse en los planos de pre-explotación.

Además, al ejecutarse la salida gráfica, y previo al dibujo de cada sondeo, el ordenador calcula su "role" (ley recuperable de los distintos elementos, referidos a su equivalente económico en Pb) y lo compara con unos parámetros de referencia o "roles de corte operativos". En función de esa comparación, se realiza la impresión gráfica del sondeo y de sus valores, en un determinado color, que representa la categoría del mineral, de acuerdo con un código establecido :

T_1 (Rojo) : *mineral rico*. $\text{Role} > \text{Role de corte del } T_1(\text{RC}.T_1)$

T_2 (Verde) : *mineral marginal*. $\text{RC}.T_1 > \text{Role} > \text{RC}.T_2$

T_3 (Violeta): *mineral submarginal*. $\text{RC}.T_2 > \text{Role} > \text{RC}.T_3$

T_4 (Azul) : *estéril*. $\text{Role} < \text{RC}.T_3$

La impresión en negro, se reserva para sondeos con información incompleta, sobre

los que no es factible, por tanto, hacer una calificación con garantías.

Una vez obtenido así el *plano de pre-explotación*, el responsable de la Planificación definirá para cada planta o banco de la explotación, la configuración de las zonas de T_1, T_2, T_3 , y T_4 , basándose, no sólo en la información contenida en el plano, si no también en toda una serie de criterios cualitativos ya citados, en el levantamiento geológico de los frentes, etc, así como en la aplicación de unas determinadas pautas de *selectividad*.

Tras la definición de las zonas, se procede a establecer la *planificación mensual*, es decir, el plan de extracción de minerales y estéril para el mes que comienza. Dicho plan vendrá guiado por las directrices de planes a más largo plazo, *planificación anual*, y por la situación real de disponibilidad de mineral, del parque de maquinaria etc, así como por las posibles coyunturas económicas del momento.

5.2 - Selección de los parámetros de corte "operativos" y clasificación de las categorías de mineral en un yacimiento

Una clasificación completa de los minerales en un yacimiento, debe contemplar cuatro o más categorías de material:

T_1 - Mineral al lavadero o "todo uno"

T_2 - Marginal

T_3 - Submarginal

T_4 - Estéril

Definición de mineral al lavadero o "todo uno" (T_1):

Como ya quedó dicho en el capítulo 2.3, apartado 2.3.1, en relación con el *parámetro de corte*, una vez realizado el diseño de la explotación, en base a una ley de corte óptima o "de diseño", y tras la fase de "desmonte" o "descubierto", se hace necesario definir un nuevo

parámetro de corte operativo, más bajo que el de diseño, que permita el aprovechamiento de toda roca mineralizada, cuyo tratamiento suponga un beneficio adicional sobre el balance económico global, establecido en el proyecto.

Tal beneficio adicional, lo aporta todo material, contenido dentro del diseño de corta, que aun estando por debajo de la ley o role de corte de diseño, posee un contenido metal recuperable, cuyo valor compensa los costes de extracción y tratamiento, más los gastos generales unitarios, sin que se le imputen los costes del estéril:

$$\text{Ley de corte operativa (L}_{\text{op.}}) = (a + c + d) / P.\rho$$

donde a = coste del mineral, c = coste de tratamiento, d = gastos generales

P = valor del punto metal, y ρ = rendimiento metal

O bien utilizando como más general el parámetro **role**, ya definido:

$$\text{Role de corte operativo (R}_{\text{op.}}) = (a + c + d) / P$$

Queda así definido el "mineral al lavadero" o "*todo uno*" (T_1), como todo material, contenido en los límites del proyecto, cuyo role es igual o mayor que el Role de corte operativo.

Definición de mineral marginal (T_2):

Entendemos por mineral marginal, todo material mineralizado, interior al diseño de corta, que estando bajo el role de corte ($R_{\text{op.}}$), contiene un metal recuperable, cuyo valor compensa el coste de su tratamiento en la planta, más los gastos generales unitarios y los posibles costes residuales de extracción, habida cuenta que de todas formas su extracción es obligatoria. Ese coste residual sería la diferencia de los costes por arranque, carga y transporte, entre el mineral y el estéril : $a - b$.

$$\text{Ley de corte marginal (L}_{\text{m}}) = (a - b + c + d) / P.\rho$$

y en términos de role: $\text{Role de corte marginal (R}_{\text{m}}) = (a - b + c + d) / P$

Se define así el *mineral marginal* o T_2 , como todo material, contenido dentro de los límites del proyecto, cuyo role es $<$ que $R_{c.op.}$ y $>$ $R_{c.m.}$

El destino del mineral marginal, ya sea al stock o al lavadero, dependerá de la coyuntura económica de la mina, de la disponibilidad de mineral T_1 del momento, y sobre todo de que la capacidad del lavadero esté saturada o no.

Definición de mineral submarginal (T_3):

Llamamos mineral submarginal a todo material interior a los límites del proyecto, cuyo metal contenido recuperable, alcanza a cubrir únicamente los costes de tratamiento (más un pequeño coste residual de explotación) :

$$\text{Ley de corte submarginal } (L_{csm}) = (a - b + c) / P \cdot \rho$$

$$\text{Role de corte submarginal } (R_{csm}) = (a - b + c) / P$$

Otras categorías:

También se pueden establecer otras categorías de mineral, de tipo cualitativo. Sobre todo en ciertas yacimientos, con zonas muy heterogéneas, donde se aplican distintas vías de tratamiento, existiendo incluso más de una planta de concentración (caso de la Faja Pirítica) así por ejemplo, puede haber una planta para el tratamiento de los sulfuros primarios, otra para los sulfuros supergénicos, otra para la pirita cruda...

Así mismo, se pueden establecer diversas categorías de mineral oxidado en el gossan de los depósitos de sulfuros, según el contenido en metales base, en metales preciosos, su lixiviabilidad, etc.

En el caso de depósitos de Fe, como el yacimiento de Alquife, Granada, se establecen categorías en función del contenido en elementos alcalinos .

En las explotaciones de la Sierra de Cartagena, establecimos una serie de categorías,

en función de aspectos tales como dureza y abrasividad, contenido en arcillas, contenido en sulfatos, y proporción de pirita. Clasificación de gran interés práctico a tener en cuenta al fijar el plan de alimentación al lavadero. En efecto la experiencia nos mostró que una **adecuada dosificación** de las distintas calidades de mineral, permitía una **optimización** relativa de los parámetros industriales del tratamiento (caudal horario en la trituración y molienda, consumo energético, consumo de reactivos, viscosidad de las pulpas, rendimiento metal ...), y con ellos, de los resultados económicos.

5.3 - La selección del mineral o selectividad

Podríamos definir la *selectividad*, como el proceso que nos lleva a una óptima recuperación del cuerpo mineralizado. La selectividad o selección sobre el terreno del mineral, tiene como objetivo la separación física, dentro del yacimiento, de aquella fracción del mismo, cuyo contenido metal recuperable, esté por encima de un parámetro de corte establecido, y que será lo que se envíe a la planta de concentración.

La mala adecuación de la selectividad a las características del depósito, lleva al doble efecto de **pérdida de reservas** y **dilución del mineral**, y por tanto a las desviaciones entre las reservas "in situ" evaluadas y las reservas recuperadas. El segundo de esos efectos, suele ser el más acusado, ya que la tendencia natural que se observa en las explotaciones mineras por parte del personal, va en el sentido de una máxima recuperación de mineral, en detrimento muchas veces del grado de ensuciamiento del mismo.

Una explotación selectiva de un yacimiento, debe adaptarse a las irregularidades y heterogeneidades del mismo de la mejor manera posible, dentro de lo que permiten las restricciones técnicas propias del método de explotación, tipo de maquinaria, etc.

5.3.1 - Niveles y fases de la selectividad

En una primera aproximación a este tema, se pueden distinguir dos niveles de selectividad:

- **Selección en los bordes** o límites de un cuerpo mineralizado, sean éstos netos o graduales, de geometría definida y de composición y carácter mineralógico regular.
- **Selección en el interior** de un volumen mineralizado impreciso, de carácter discontinuo o irregular.

El primer caso es muy característico en los depósitos estratiformes de sulfuros, tipo *segundo manto* del distrito de Cartagena-La Unión, o sulfuros complejos de la Faja Pirítica, etc. El contenido metal de estos cuerpos, normalmente estará, o claramente por encima del parametro de corte, o claramente por debajo (*manto piritoso o "piritón"*). La selección sobre el terreno va guiada por unos controles geológicos, litológicos o estructurales, claros. En estos casos el mineral marginal y submarginal aparece en general, en los bordes del cuerpo mineralizado, por efecto de la dilución que allí se da.

El segundo caso es propio de cuerpos mineralizados difusos, sin límites geológicos precisos, de contenido metal irregular, donde es preciso separar bloques económicamente explotables de los que no lo son. A esta situación corresponde por ejemplo la diseminación de sulfuros de cantera *Sultana*. La selección sobre el terreno requiere en general un estricto seguimiento del control de leyes, si bien controles geológicos, particularmente estructurales, pueden ayudar a perfilar y mejorar dicha selección.

En general, el proceso de selección se apoya en dos referencias básicas: El *sopORTE* o *módulo de selectividad* y el *parámetro de corte*.

El *módulo de selectividad*, es el tamaño mínimo del bloque, de contenido metal estimado, que puede ser seleccionado operativamente, con los medios habituales de explotación. A su vez este factor está condicionado por otros dos:(1) El volumen mínimo de explotación, dependiente de el método y maquinaria de ésta, y que según el caso puede ser el tamaño de voladura mínimo(un barreno), o la anchura de cuchara de la pala cargadora;y

(2) la malla del control de leyes, que determina el tamaño mínimo de bloque sobre el que se pueden hacer estimaciones con una determinada precisión.

La configuración del módulo de selectividad no tiene relevancia para el primero de los tipos de selección arriba señalado. De hecho a la hora de la selección en el terreno, en muchos casos, se prescinde de esa noción de módulo de selectividad, para buscar la

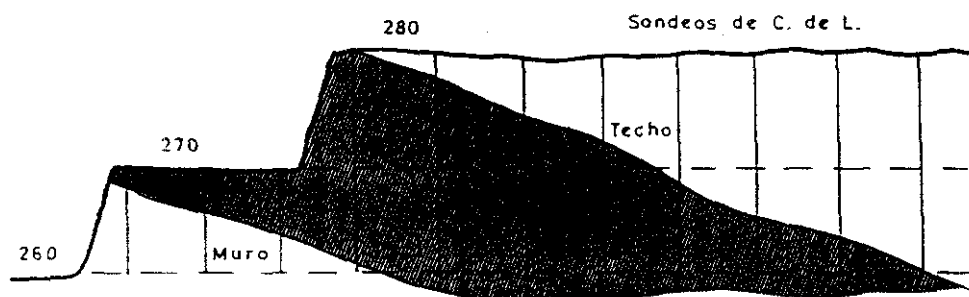


Figura 5.2 *San Valentín II "segundo manto"*. Un buen conocimiento de la geometría del mineral permite planificar su recuperación integral, con las oportunas técnicas de selectividad.

recuperación integral del cuerpo mineralizado. Como ejemplo de esto podemos citar la cantera *San Valentín II* (figura 5.2). Para ello los planos de pre-explotación deben ir acompañados de la necesaria información, sobre la morfología del cuerpo mineralizado, en planta y en perfil.

En cambio, para el segundo de los tipos de selección, la configuración del módulo de selectividad, puede tener mucha repercusión sobre la recuperación de reservas. Para establecer dicha configuración, la geoestadística puede prestar una fundamental ayuda. Así mediante la técnica de las *simulaciones*, se puede estudiar la repercusión de diferentes configuraciones (dimensiones, forma y orientación), y a partir de ello adoptar la más conveniente. En el caso de *Sultana*, el módulo elegido fue el bloque de 12,50 X 6,25 X 8 metros, con el lado mayor orientado paralelamente a las fracturas principales (N 130°).

En el caso de *San Valentín*, el módulo es el bloque de 5 X 5 X 10, siendo 10 la altura del banco. A su vez las dimensiones del módulo de estimación en dicha cantera eran de 20 X 20 X 10, con lo que cada bloque del modelo inicial contiene 16 bloques del modelo final. Se comprende que rara vez los 16 módulos de un bloque serán o todos mineral o todos estéril si no que más frecuentemente encontraremos algún grado de mezcla. Por tanto el paso de un soporte a otro permitirá por una parte obtener un mineral más limpio, y por otra una mayor recuperación total de metal.

5.3.2 - Justificación de la selectividad

Puesto que una operación minera en su conjunto, consiste en un proceso progresivo de concentración del contenido metal en un volumen rocoso, hasta la obtención del metal vendible, es evidente la importancia económica de esta fase de selección sobre el terreno.

El planteamiento económico es el siguiente: Cada tonelada de estéril que llega a la planta de concentración, ocasiona los mismos gastos fijos de tratamiento que una de mineral, e impide que en su lugar se trate otra tonelada de verdadero mineral con su aporte metal correspondiente. Así, para un período de tiempo determinado, en la planta de tratamiento se habrán dejado de procesar tantas toneladas de mineral, como toneladas de estéril hayan llegado indebidamente a ella.

Por tanto, las actuaciones mineras que lleven a una mejor limpieza o selección del mineral estarán perfectamente justificadas económicamente, siempre que el coste de tales operaciones se mantenga netamente por debajo de los costes de tratamiento en el lavadero, y que no frenen el ritmo de producción del mineral, de forma que la planta vaya siempre a saturación.

Eventualmente, bajo ciertas circunstancias, cabe una alternativa a la selección sobre el terreno: Ante una explotación fuertemente mecanizada y de altos rendimientos, con una ley de corte muy baja y un lavadero sobredimensionado, se podría prescindir de la selectividad sobre el terreno, para transferir dicha función a la planta, en la medida en que ese "estéril" aporte algo de metal, los costes de tratamiento sean lo suficientemente bajos y haya una sobrecapacidad de la planta en relación al mineral propiamente dicho.

5.3.3 - Ejecución de la selectividad

La selectividad se desarrolla en dos etapas o fases:

- Selectividad **Programada o sobre el plano**
- Selectividad **Práctica o de operación**

Por lo general la selectividad práctica es inferior a la teórica o programada. Esto viene a ser una tónica general en todas las minas del mundo: Los resultados de producción son siempre inferiores en leyes a las previsiones (leyes lavadero < leyes mina).

Pero aún en el caso de que la selectividad práctica sea una réplica perfecta de la programada, dicha desviación subsiste en una cierta medida. Esto tiene su explicación en el hecho de que la selección se realiza sobre bloques de leyes estimadas Z_v^* cuya ley verdadera Z_v es desconocida, y se demuestra teóricamente que ello conlleva un efecto de pérdida y de dilución del mineral (ver apartado 3.2.1 del capítulo 3).

La forma de compensar o minimizar este sesgo, está en aplicar una **selectividad adicional** : Operar en la práctica sobre un soporte físico más pequeño que el bloque de selectividad programada. Ahora bien el módulo de selectividad $5 \times 5 \times 10$ no se puede reducir más en sentido horizontal, pero sí en vertical.

La utilización de sondas rotativas de circulación inversa, permite con garantías un muestreo por tramos o subniveles, y ofrece por tanto la posibilidad de programar la explotación de los bancos por rebanadas. En general no es realista dividir el banco en más de dos rebanadas o *subniveles* (de 4 ó 5 mts. según sean los bancos de 8 ó 10 mts.). Antes de decidir la forma de explotar determinada zona debemos analizar si conviene o no explotar el banco íntegro o dividido en subniveles.

Como ejemplo citaré la cantera *San José*, donde en algunas zonas, la mejora de resultados, explotando opcionalmente por subniveles, era muy notable (tabla 5.1):

*Tabla 5.1 Aplicación de selectividad vertical adicional
Paso opcional por zonas, de la explotación a "banco completo" a la de "subniveles" (corta San José).*

Banco 230 - 240	Tonelaje		Pb %	Zn %
	T_1	T_4		
Altura de banco fija (10mts)	80000	-	0.82	1.43
Altura de banco variable (5 y 10 mts)	36000	44000	1.43 0.32	2.90 0.23
$\Delta \%$	-55 %		+74 %	+103 %

Se puede ver claramente según esta tabla, cómo la flexibilidad de la explotación dividiendo el banco en subniveles donde convenga, permite seleccionar mucho mejor el mineral y ahorrarnos de enviar al lavadero un importante tonelaje de estéril, cuyo tratamiento evidentemente no interesa.

Naturalmente, cuanto más delgadas sean las rebanadas, más delicado será el control de la explotación, salvo que la selección se pueda hacer "de visu", llegando a hacerse necesaria una nivelación o toma de cota sistemática y una actualización permanente de la planificación para no caer en el efecto contrario al buscado.

Cuando existen criterios "de visu" suficientemente claros para diferenciar mineral de estéril, la selectividad adicional, es una práctica normal y sin gran complicación, que permite obtener leyes y rendimientos metal superiores a los previstos.

En la figura 5.3, se representa un panel programado como T_1 , que una vez preparado y "a la vista", ofrece la posibilidad de una selectividad adicional, ya se realice ésta desde la fase del arranque (decapado, voladura selectiva...) o en la fase de carga. De la misma manera de un panel programado como marginal, T_2 , o incluso como estéril, se podrá en ciertos casos aprovechar una parte de mineral rico, mediante esa selectividad adicional.

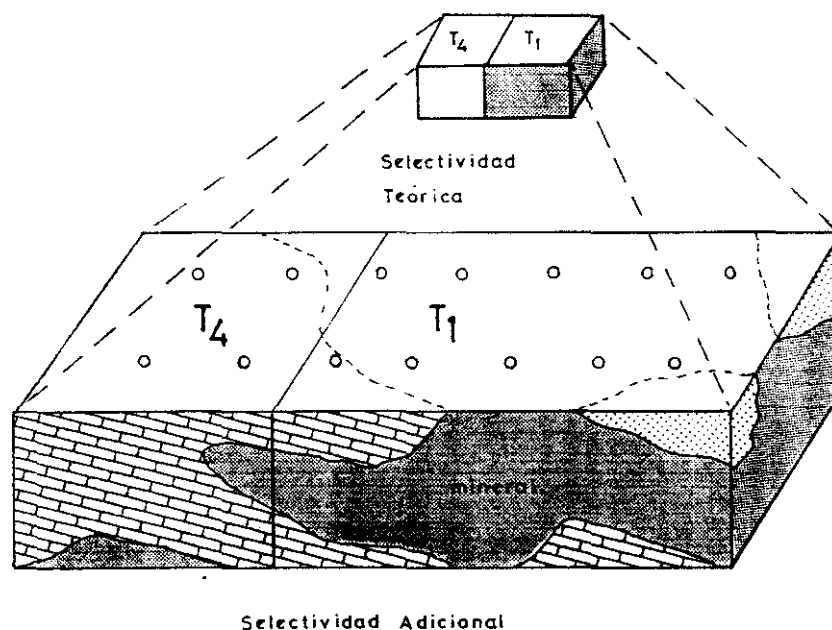


Fig. 5.3 Paso de la selectividad teórica a la práctica. En el panel programado como T_1 , se puede eliminar una porción de estéril, y en el programado como T_4 , se puede recuperar algo de mineral.

De lo dicho anteriormente se desprende que el mineral que se produce realmente, no es exactamente el mismo que se programa sobre el plano y que ello implica tratar una cierta proporción de mineral de ley no conocida con exactitud. En las explotaciones de la SMMPE de la Sierra de Cartagena, el tonelaje de mineral producido de leyes no conocidas, fluctuaba normalmente entre el 5% y el 15%. Dada tal situación, normal en una explotación selectiva

bien llevada, es evidente que siempre existirán diferencias entre lo previsto y lo realizado; y la tendencia general, dada la mentalidad y la forma de trabajar del minero, es evitar pérdidas de mineral más bien que minimizar el grado de ensuciamiento de éste : **Se produce más tonelaje del previsto, pero a menor ley.** Este hecho es sistemático en relación al Pb, como se aprecia en la tabla 5.2 correspondiente a la mina *San Valentín*.

Tabla 5.2 Comparación Mineral Previsto y Mineral Producido

Cantera San Valentín - Producciones anuales						
Año	Mineral Previsto (Preexplotación) (Selectividad programada)			Mineral Producido (Selectividad Práctica)		
	Tonelaje (Kt)	Pb %	Zn %	Tonelaje (Kt)	Pb %	Zn %
1976	1584	1.36	1.45	1485	1.22	1.54
1977	1353	1.29	1.57	1450	1.16	1.59
1978	1021	1.08	1.69	1139	1.03	1.67
1979	823	1.38	1.40	975	1.13	1.29
1980	765	1.35	1.30	854	1.23	1.28
1981	592	1.38	1.59	717	1.22	1.75
Total	6138	1.30	1.50	6620	1.16	1.53

En relación al Zn, de mineralogía más variada que el Pb, el paso de la planificación a la producción, no implica un sesgo determinado, y a largo plazo las desviaciones por defecto y por exceso tienden a compensarse. Además el Zn es más abundante en el yacimiento y tiene una mayor distribución espacial que el Pb, de manera que el ensuciamiento o dilución del mineral afecta mínimamente a ese metal.

En la tabla 5.3, se muestra, para el conjunto de las explotaciones a cielo abierto de la SMMPE de la Sierra de Cartagena, el efecto de la dilución sobre las leyes sobre un período de ocho años.

Tabla 5.3 Dilución media anual en las explotaciones de la SMMPE

AÑO	$\Delta\%$ Pb	$\Delta\%$ Zn
1974	-14.42	-4.78
1975	-14.2	-5.00
1976	-11.30	-0.90
1977	-9.70	+1.00
1978	-5.60	-1.40
1989	-13.10	-4.60
1980	-10.10	-4.70
1981	-7.00	-2.90

Vemos que para el Pb, la dilución oscila entre el 6 y el 14%, siendo la media del 10.7%, mientras que para el Zn es inferior al 5%, con un valor medio del 2.9%.

La experiencia nos muestra por tanto que la selectividad práctica es inferior a la programada, lo que se traduce en que se envía al lavadero una cantidad de estéril y mineral marginal, de unas 200.000 tm al año.

Técnicamente es posible reducir más, o incluso eliminar esa dilución, pero ello exige la toma de ciertas medidas, a veces difíciles de aplicar, como son las siguientes:

- Aplicación del criterio de "*límite interno*" (figura 5.4) para el marcaje de las zonas de mineral en los bancos.
- Reducción del arranque por voladura convencional, en favor de un arranque por *prevoladura* o voladura encerrada, y por *ripado*.
- Carga con palas retroexcavadoras y reducción del tamaño de cuchara.
- Explotación por *subniveles* o rebanadas donde proceda.
- Control topográfico riguroso de niveles.
- Orientación variable del ataque de los frentes según la morfología del mineral.
- Disponibilidad de áreas para almacenamiento de minerales marginales y dudosos.
- Supervisión de la carga por personal entrenado: capataz de selectividad o *Clasificador*.

En algunos casos será necesario optar entre las dos alternativas límites: **diluir el mineral o perder reservas**, como se indica en la figura 5.4 .

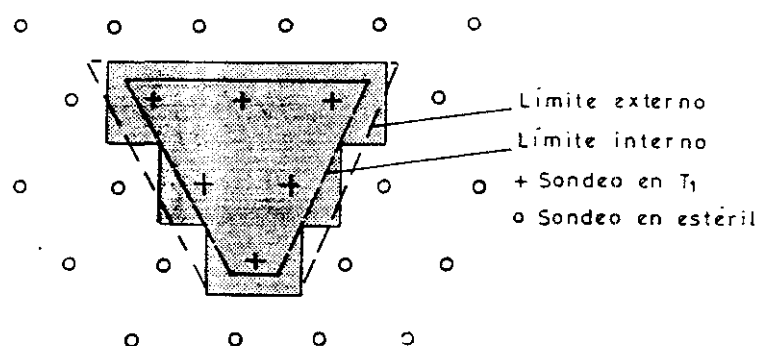


Figura 5.4 Alternativas de selección: adoptar el límite externo conlleva una dilución, y el interno, una pérdida de reservas.

5.4 - La planificación a corto y medio plazo

La planificación a corto plazo, o planificación mensual, se realiza en base al ya referido *plano de pre-explotación*, que se actualiza cada principio de mes, y donde se representa el mineral reconocido o "controlado" y prácticamente "a la vista". Este plano normalmente ofrece una cobertura de tiempo de producción de varios meses, es decir, permite hacer pronósticos de los resultados a obtener en los meses siguientes.

En la planificación a corto plazo, no sólo se establece el destino de los diferentes bloques y áreas representados en el plano (a la planta de concentración, al stock de marginales, o al vacie de estériles). También, y dado que la Planta requiere una alimentación lo más regular posible, tanto en cantidad como en calidad del mineral, se establece dentro de las áreas de mineral para el lavadero, una clasificación por zonas de carácter homogéneo. En base a ella, se realiza un programa de actuación para el mes, que permita una alimentación regular al lavadero, y un acercamiento a los objetivos económicos previstos en la planificación a medio plazo.

Este programa de actuación a corto plazo o "*plan marco*", permite establecer una previsión de resultados y marca el plan de actuación al responsable de la explotación, a fin de lograr dichos resultados (Ver documento "Mes Mayo - Plan Marco", en tabla 5.4).

Previamente, se valoran las distintas alternativas posibles a dicho plan, hasta verificar que el propuesto es el óptimo, habida cuenta de la situación real de la mina, tanto en disponibilidad de mineral descubierto, como en estado del parque de maquinaria.

El proceso de esta programación, puede hacerse de una forma manual, con el apoyo del ordenador simplemente para el cómputo de los bloques seleccionados sobre los planos y que se introducen manualmente, a través del teclado, en un fichero; o bien de una forma más automática, utilizando una mesa digitalizadora interactivamente con el ordenador.

Naturalmente esta segunda opción permite al usuario simular, en un mínimo de tiempo, una serie de alternativas de producción posibles, y seleccionar la más conveniente.

Tras situar el plano de pre-explotación sobre la mesa digitalizadora, se simula para cada banco de la corta el avance del frente a realizar en el mes, y en meses sucesivos, que es traducido a coordenadas por ésta, y posibilita al ordenador hacer el estrío correspondiente sobre la base de datos. Ello permite obtener en pantalla los correspondientes cálculos de tonelajes, leyes, rendimientos metal etc. de las diversas categorías de mineral, existentes en el avance simulado. Así, en función de los resultados que se vayan obteniendo, se podrán eliminar, modificar, o introducir distintas zonas, siempre guiados por el plano de pre-explotación, hasta conseguir el programa más conveniente y que permita **saturar la capacidad del lavadero**.

Se elabora así, además de la planificación mensual también llamada a "corto plazo" o "*Plan marco*", una planificación igualmente detallada de los 3 ó 4 meses siguientes, y con menor detalle para el resto del año, a la que llamamos a "medio plazo" o "*Plan previsional*" (Ver documento "Mayo - Plan previsional", en la tabla 5.5).

Tal planificación a medio plazo, se revisa y actualiza mensualmente, permitiendo rectificar el pronóstico a nivel del año y prever anticipadamente las posibles desviaciones respecto del programa anual director o "*Programa de trabajos*".

Tabla 5.4 Ejemplo de "plan marco" o planificación mensual del mineral, en las explotaciones de La Unión.

Mes MAYO.-PLAN MARCO.									
	Num ===	Ton ===	LPb ===	LZn ===	LAg ===	RPb ===	RZn ===	LSpir =====	ROLE =====
Cantera BRUNITA									
Niv 115-Zona CR	1	7000	1.25	1.67	16.12	79.00	69.00	9.68	2.14
19 BARRENOS	2	2000	1.21	1.82	14.60	85.00	75.00	10.17	2.39
Niv 115-Zona DC	3	1500	1.02	2.07	15.25	85.00	75.00	12.00	2.42
Total sin coef.-		10500	1.21	1.76	15.71	80.87	71.20	10.10	2.23
Coeficientes		0.94	0.89	0.88	0.89	1.07	1.11	0.90	
Total con coef.-		9909	1.08	1.55	13.98	86.53	79.03	9.09	2.15
Cantera CANALILLO									
Niv 260-Zona 02	1	15000	2.43	0.39	32.02	75.60	50.30	0.73	2.03
Niv 261-Zona 01	2	37000	1.94	0.31	26.09	77.90	56.00	1.59	1.68
Niv 261-Zona 02	3	5000	1.76	0.28	23.76	76.00	58.00	0.72	1.50
Total sin coef.-		57000	2.05	0.33	27.45	77.04	54.37	1.28	1.76
Coeficientes		0.94	0.89	0.88	0.89	1.07	1.11	0.90	
Total con coef.-		53792	1.83	0.29	24.43	82.43	60.35	1.16	1.68
Cantera M.C. SULTANA									
Niv 139	1	60000	0.96	2.85	11.04	64.97	63.32	1.99	2.43
Niv 147	2	7000	1.18	3.98	14.16	58.32	52.39	1.94	2.77
Total sin coef.-		67000	0.98	2.97	11.37	64.14	61.79	1.98	2.46
Coeficientes		0.94	0.89	0.88	0.89	1.07	1.11	0.90	
Total con coef.-		63229	0.87	2.61	10.12	68.63	60.59	1.78	2.39
Cantera TOMASA									
Niv 177-SM3	1	18000	1.41	1.26	19.79	81.00	60.00	1.05	1.90
Niv 177-SM2	2	8000	1.04	1.64	14.56	82.00	75.00	1.76	2.08
Niv 184-SM3	3	12000	1.63	0.75	22.82	81.00	53.00	1.60	1.72
Niv 184-SM2	4	2000	2.02	0.73	28.28	81.00	60.00	1.66	2.07
Niv 184-SM1	5	3000	1.77	0.54	24.78	82.00	65.00	1.61	1.80
Niv 184-Zona PE	6	3000	1.81	1.56	22.63	85.00	70.00	2.72	2.63
Niv 191-Zona RI	7	1000	2.65	0.10	29.04	88.00	68.00	1.23	2.40
Total sin coef.-		47000	1.50	1.12	20.73	81.76	63.60	1.48	1.94
Coeficientes		0.94	0.89	0.88	0.89	1.07	1.11	0.90	
Total con coef.-		44355	1.34	0.99	18.45	87.49	70.59	1.34	1.87
Cantera SULTANA									
Niv 83-Zona RE	1	25000	0.76	2.09	12.42	81.73	74.77	3.86	2.18
Niv 91-Zona RE	2	10000	0.59	1.34	8.79	84.00	77.00	5.31	1.53
Niv 99-Zona OE	3	3000	0.75	1.51	9.69	82.00	75.00	2.55	1.75
Niv 99-Zona RI	4	500	0.59	1.34	8.79	84.00	77.00	5.31	1.53
Stock 49	5	11000	0.50	1.60	6.98	70.00	60.00	2.40	1.31
Total sin coef.-		49500	0.67	1.79	10.28	80.22	72.20	3.76	1.82
Coeficientes		0.94	0.89	0.88	0.89	1.07	1.11	0.90	
Total con coef.-		46714	0.59	1.57	9.15	85.83	80.14	3.39	1.77
TOTAL-									
factores-		231000	1.30	1.63	17.20	75.83	64.57	2.46	2.04
		0.94	0.89	0.88	0.89	1.07	1.11	0.90	
		218000	1.15	1.44	15.31	81.14	71.68	2.21	1.97

										PRONOSTICO FIN DICIEMBRE		PROGRAMA de	
										NUEVO	PRECEDENTE	DESVIACION	TRABAJOS
Fin Feb.	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Ago-Sep	Tr. 4						
E(Kt)													
BRUNITA M(t)	151351	24735	300	9909	10000					196295	235665	-39368	268191
REND:LEY:Pb.....%	87.52	0.86	84.78	1.10	89.14	0.74	86.53	1.08	87.64	0.95			
Zn.....%	84.66	1.63	84.66	1.71	81.04	1.10	79.03	1.55	77.19	1.47			
LEY:S(%) Ag(g/t)	11.03	10.45	11.28	14.22	3.57	9.95	9.09	13.98	9.35	10.94			
E(Kt)													
SAN VALENTIN M(t)	396												
REND:LEY:Pb.....%	87.23	1.52											
Zn.....%	71.28	0.94											
LEY:S(%) Ag(g/t)	1.22	24.69											
E(Kt)													
CANALILLO M(t)	15717	25348	36828	55792	43000								
REND:LEY:Pb.....%	84.15	1.48	79.76	1.52	77.12	1.81	82.43	1.83	84.05	2.04			
Zn.....%	61.94	0.97	50.72	0.19	57.99	0.35	60.35	0.29	59.96	0.45			
LEY:S(%) Ag(g/t)	0.87	18.51	1.64	22.96	0.41	26.70	1.16	24.43	1.52	29.12			
E(Kt)													
M.C. SULTANA M(t)		14353	49316	63229	100000								
REND:LEY:Pb.....%		66.04	0.73	66.01	0.88	68.63	0.87	69.65	0.95	71.67	0.73		
Zn.....%		79.98	1.92	70.02	2.71	68.59	2.61	63.13	2.62	60.77	2.68		
LEY:S(%) Ag(g/t)		3.34	10.99	1.00	12.19	1.78	10.12	2.93	12.28	2.34	9.81		
E(Kt)													
TOHASA M(t)	121229	101286	54885	44355	10000								
REND:LEY:Pb.....%	79.41	1.43	84.80	1.30	88.04	1.27	87.49	1.34	86.67	1.59			
Zn.....%	70.39	0.84	66.35	0.74	66.98	0.90	70.59	0.99	61.80	1.18			
LEY:S(%) Ag(g/t)	5.02	19.98	3.40	18.09	1.25	18.67	1.34	18.45	1.00	18.21			
E(Kt)													
SULTANA M(t)	103807	60279	40170	46714	37000								
REND:LEY:Pb.....%	83.04	0.56	80.51	0.57	85.83	0.53	85.83	0.59	79.94	0.62			
Zn.....%	81.25	1.96	81.90	1.83	80.49	1.58	80.14	1.57	72.42	1.83			
LEY:S(%) Ag(g/t)	3.21	8.50	3.47	8.97	1.63	8.71	3.39	9.15	3.20	9.48			
E(Kt)													
TOTAL ESTERIL...Kt													
TOTAL MINERAL...Kt	392.500	226.000	181.500	218.000	200.000								
LEY:Pb.....%	0.981	1.070	1.110	1.153	1.155								
Zn.....%	1.446	1.150	1.430	1.437	1.879								
Ag.....g/t	13.216	15.330	16.320	15.311	15.611								
S.....%	6.687	4.080	1.100	2.213	2.898								
REND:Pb.....%	82.996	82.572	79.456	81.136	78.046								
Zn.....%	80.269	77.073	71.419	71.677	65.147								
Ag.....%	70.345	65.006	71.095	69.387	66.475								
S.....%	40.811	33.775	33.405	42.000	42.000								
E(Kt)													
CONCENT. GALENA...t	5092.00	2963.00	2500.00	3263.14	2824.96								
LEY:Pb.....%	62.74	67.39	64.03	62.49	63.83								
Ag.....g/t	653.92	760.10	842.36	709.72	734.70								
E(Kt)													
CONCENT. BLEND...t	9095.00	3930.00	3600.00	4401.74	4800.99								
LEY:Zn.....%	50.08	50.97	51.49	51.00	51.00								
E(Kt)													
CONCENT. PIRITA...t	23653.00	7143.00	1563.00	4405.13	5291.65								
LEY:S.....%	45.29	43.60	42.67	46.00	46.00								

Tabla 5.5 Ejemplo de "plan previsional" o planificación a medio plazo del mineral.

A las previsiones estimadas de tonelajes, leyes y rendimientos, es necesario, para acercarlas más a la situación real, aplicarlas unos **coeficientes correctores**, a fin de prever los efectos de la dilución del mineral, de mejora de los rendimientos industriales del lavadero frente a los ensayos estandar del laboratorio (factor lavadero), etc. Estos coeficientes a aplicar se obtienen de las comparaciones sistemáticas "*reconciliaciones*" entre estimaciones y resultados ("*recuento sobre planos*" y "*resultados lavadero*").

5.4.1 - El recuento de lo explotado

Este proceso es básico para establecer las previsiones antes descritas, ya que a partir de él, se realizan las "*reconciliaciones*", que permiten contrastar la fiabilidad de las estimaciones, y la mejora de éstas mediante aplicación de los correspondientes **coeficientes de corrección**.

El proceso es el siguiente : Cada final de mes, tras la actualización fotogramétrica de los bancos de la corta, se definen los avances ocurridos en los frentes, y se actualizan las nuevas cotas sobre los planos de pre-explotación.

A partir de ahí, se hace el cómputo o recuento de los bloques de mineral correspondiente al avance mensual de cada banco y de cada zona, con la mayor precisión posible, teniendo en cuenta las irregularidades de los niveles y las variables alturas de los bancos. Se obtiene así la reconstrucción de los valores teóricos correspondientes a la alimentación de mineral al lavadero durante el mes. Los correspondientes valores reales registrados en la planta, presentarán siempre unas ciertas desviaciones respecto a aquéllos. (Ver documento "Mes Abril - Recuento s/Planos" en la tabla 5.6).

Tales desviaciones son consecuencia fundamentalmente de ciertos factores de operación, que a continuación indicaremos, y también eventualmente, de posibles errores sistemáticos o sesgos en las estimaciones.

Tabla 5.6 Ejemplo de "recuento sobre planos"

Mes ABRIL.-Recuento s/Planos.									
	Num ===	Ton ===	LPb ===	LZn ===	LAg ===	RPb ===	RZn ===	LSpir =====	ROLE =====
Cantera BRUNITA									
Stock Criba 53	1	322	0.85	1.31	10.58	82.00	72.00	9.09	1.64
Total sin coef.-		322	0.85	1.31	10.58	82.00	72.00	9.09	1.64
Coeficientes		0.93	0.87	0.84	0.94	1.09	1.13	0.39	
Total con coef.-		300	0.74	1.10	9.95	89.14	81.04	3.57	1.55
Cantera CANALILLO									
Niv 275-Zona CA	1	11205	1.94	0.47	25.00	73.21	53.39	1.21	1.67
Niv 268-Zona 01	2	5469	1.99	0.20	27.90	70.58	34.30	1.33	1.47
Niv 268-Zona 02	3	22824	2.18	0.44	30.15	70.03	52.41	0.89	1.76
Total sin coef.-		39498	2.09	0.42	28.38	70.94	51.52	1.04	1.69
Coeficientes		0.93	0.87	0.84	0.94	1.09	1.13	0.39	
Total con coef.-		36828	1.81	0.35	26.70	77.12	57.99	0.41	1.60
Cantera M.C. SULTANA									
Niv 147-Zona MC	1	14000	1.20	4.06	15.25	65.25	61.76	1.55	3.29
Niv 147-N/P	2	14950	0.91	3.19	11.56	65.25	61.76	2.08	2.56
Niv 139-Zona MC	3	10500	1.13	2.81	14.60	47.90	61.57	4.11	2.27
Niv 139-N/P	4	13441	0.84	2.74	10.84	62.00	64.00	2.90	2.27
Total sin coef.-		52891	1.01	3.23	12.96	60.72	62.21	2.55	2.62
Coeficientes		0.93	0.87	0.84	0.94	1.09	1.13	0.39	
Total con coef.-		49316	0.88	2.71	12.19	66.01	70.02	1.00	2.48
Cantera TOMASA									
Niv 184-Z. SM3	1	7355	1.48	1.08	18.78	80.89	52.67	3.09	1.77
Niv 184-Z. SM2	2	9362	1.56	0.84	21.84	81.00	60.00	1.66	1.77
Niv 184-Z. SM1	3	7331	1.39	1.08	19.46	81.00	60.00	1.11	1.77
Niv 191-Zona R1	4	4770	1.77	0.31	19.40	81.00	70.00	22.38	1.65
Niv 184-Zona PE	5	1131	1.21	1.12	16.12	81.00	70.00	3.37	1.76
Niv 177-Z. SM3	6	28914	1.41	1.26	19.79	81.00	60.00	1.05	1.90
Total sin coef.-		58863	1.47	1.07	19.85	80.99	59.51	3.18	1.82
Coeficientes		0.93	0.87	0.84	0.94	1.09	1.13	0.39	
Total con coef.-		54885	1.27	0.90	18.67	88.04	66.98	1.25	1.72
Cantera SULTANA									
Niv 91-Zona RE	1	15500	0.66	1.91	9.83	84.50	77.00	5.08	2.03
Niv 67-Zona MA	2	8674	0.74	2.35	12.36	80.13	75.72	6.00	2.37
Stock 49	3	11607	0.62	1.80	8.65	68.00	57.00	1.82	1.45
Niv 91-N/L	4	7301	0.36	1.37	5.36	84.50	77.00	3.63	1.36
Total sin coef.-		43082	0.61	1.88	9.26	78.96	71.51	4.14	1.83
Coeficientes		0.93	0.87	0.84	0.94	1.09	1.13	0.39	
Total con coef.-		40170	0.53	1.58	8.71	85.83	80.49	1.63	1.73
TOTAL-		194656	1.28	1.70	17.35	73.09	63.45	2.80	2.02
factores-		0.93	0.87	0.84	0.94	1.09	1.13	0.39	
		181500	1.11	1.43	16.32	79.46	71.42	1.10	1.90

COMPARACION ENTRE DATOS ESTIMADOS MINA (RECUESTO SOBRE PLANOS) Y RESULTADOS LAVADERO.

Ton. N/P %	1986	Pb %			Zn %			Ag (g/t)			[Pb			[Zn			S %		
		EST.	REAL.	€ %	EST.	REAL.	€ %	EST.	REAL.	€ %	EST.	REAL.	€ %	EST.	REAL.	€ %	EST.	REAL.	€ %
37	ENE.	1,36	1,12	17,6	2,32	1,95	16,0	18,77	15,33	18,0	75,48	81,40	-7,8	58,25	54,20	7,0	5,29	4,45	15,9
24	FEB.	1,38	1,13	18,0	2,21	1,85	16,3	17,40	16,03	7,9	77,40	85,20	-10,1	62,82	65,70	-4,6	8,52	8,94	4,9
-	MAR.	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
30	ABR.	1,40	1,20	14,3	1,99	1,92	3,5	18,34	15,15	17,1	79,57	80,50	-1,8	65,66	71,90	-9,5	11,97	11,32	5,4
31	MAY.	1,59	1,37	13,8	2,01	2,12	-5,5	19,78	18,29	7,6	82,06	83,23	-1,4	68,79	77,38	-12,5	13,08	11,22	2,3
31	JUN.	1,40	1,33	5,0	1,89	2,08	-10,1	19,05	17,65	7,3	78,57	83,40	-6,1	64,18	74,90	-16,7	10,10	11,02	-9,1
16	JUL.	1,42	1,24	12,7	1,80	1,72	4,4	18,76	16,28	13,2	77,07	84,90	-10,2	65,27	68,70	-5,3	7,32	6,55	10,5
13	AGO.	1,36	1,26	7,4	1,95	1,89	3,1	18,47	17,15	7,1	79,17	80,30	-1,4	68,03	71,00	-4,4	8,66	5,73	33,8
27	SEP.	1,48	1,19	19,6	1,92	1,85	3,6	19,69	17,63	10,5	79,13	83,90	-6,0	66,50	72,80	-9,5	5,52	5,37	-2,7
32	OCT.	1,56	1,43	8,3	1,89	1,74	7,9	22,47	21,50	4,3	74,17	76,90	-3,7	63,44	67,40	-6,2	6,02	4,96	17,6
52	NOV.	1,93	1,65	14,5	1,71	1,82	-6,4	28,24	22,97	18,7	77,03	75,50	2,0	65,75	68,20	-3,7	6,71	7,44	-10,9
14	DIC.	2,18	1,96	10,1	1,96	2,01	-2,6	32,02	27,39	14,5	78,91	74,20	6,0	67,65	73,10	-8,1	6,62	7,40	-11,8
28	MEDIA	1,55	1,35	12,8	1,97	1,91	3,2	21,18	18,67	11,9	78,05	80,86	-3,6	65,12	69,57	-6,8	8,16	7,67	6,0

Tabla 5.7 Comparaciones a escala mensual, entre valores estimados y producciones reales.

En la tabla 5.7, se presentan las "*reconciliaciones*" a nivel mensual a lo largo de un año. En las figura 5.5, A y B, se presenta una comparación gráfica entre las leyes estimadas sobre plano (*leyes mina*) y las obtenidas realmente (*leyes lavadero*), a nivel de valores medios anuales; e igualmente entre los rendimientos metal estimados y los rendimientos metal industriales obtenidos.

En la figura 5.6 se presenta un gráfico similar, donde se comparan las leyes mina frente a las leyes lavadero, a lo largo de un período de 13 años.

Si existe la garantía del rigor en el proceso del control de leyes realizado, y de la representatividad, tanto de la malla, como de los sondeos realizados, entonces podemos tomar las desviaciones de leyes observadas, normalmente a la baja, como medida del efecto de ensuciamiento o **dilución del mineral**, o en su caso (excepcionalmente), como mejora por efecto de una selectividad adicional .

Interpretando las desviaciones de leyes, como dilución del mineral, podemos seguir su evolución, mes a mes, a lo largo del año, o bien de un período más largo, y controlar así la eficacia de la selectividad. Ver figuras 5.7, A y B, con la evolución de la dilución aparente mes a mes y año por año.

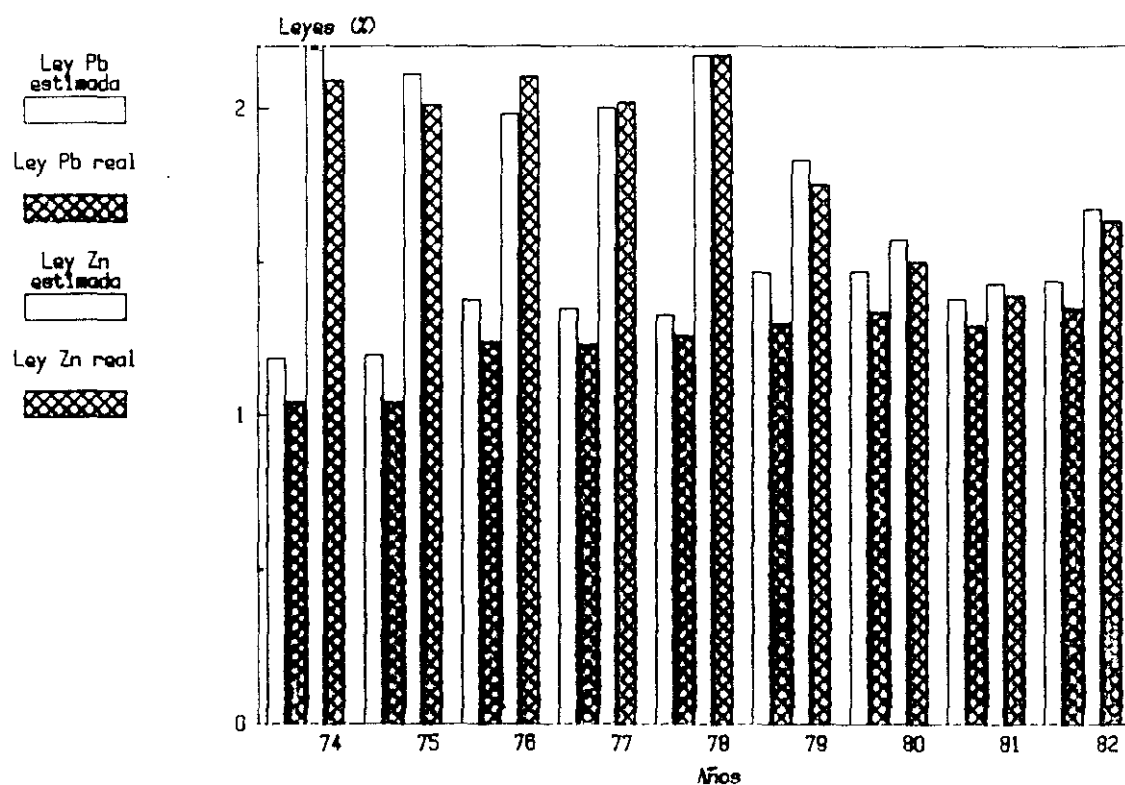
En ellas se observa cómo, si bien en ciertos casos hay una dilución negativa, es decir que la selectividad real ha sido superior a la programada, predomina el efecto de ensuciamiento del mineral. Este ensuciamiento repercute mínimamente sobre el Zn, siempre menos del 5%, mientras que sobre el Pb, varía a lo largo de los años, entre el 5 y el 13%. La menor incidencia sobre el Zn obedece a que en las rocas encajantes de la mineralización económica, existe por lo general una aureola o diseminación de este metal, bien en forma de sulfuro o bien en forma de carbonatos, cosa que no ocurre con el Pb, al menos en tanta importancia.

A efectos de las previsiones de resultados industriales, está claro que se deben introducir coeficientes correctores, para compensar este efecto de dilución de las leyes.

En cuanto a las desviaciones de rendimientos, normalmente al alza, las podemos tomar como la medida del *factor de experiencia* en el lavadero (esto es, perfeccionamiento o mejora por experiencia, de la recuperación industrial del mineral frente a la recuperación en laboratorio), y de las posibles mejoras técnicas introducidas, como por ejemplo una molienda más fina, pudiendo también reflejarse ahí una selectividad práctica adicional, en

Comparación leyes Mina/Lavadero

Valores medios anuales



Comparación Rendimientos

Valores medios anuales

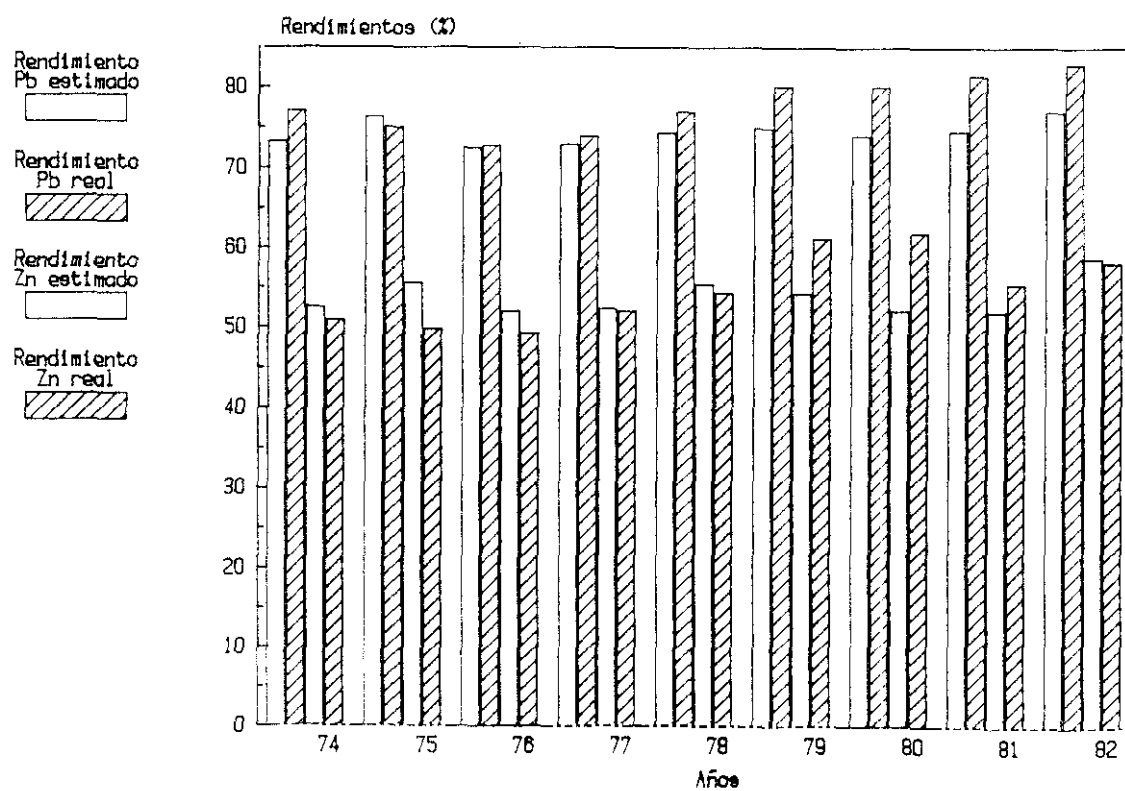
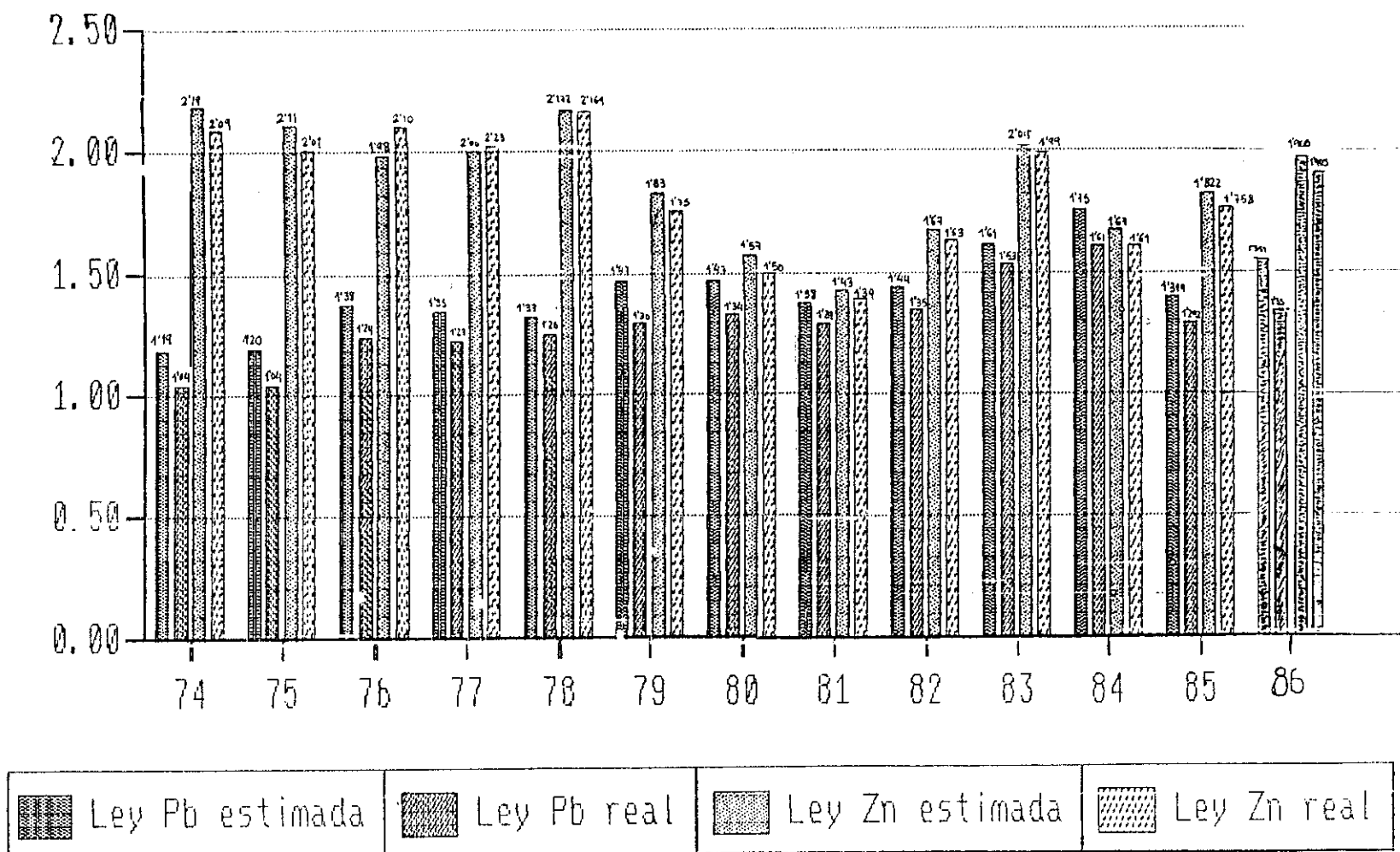


Figura 5.5, A y B Comparación datos mina (Preexplotación) y resultados lavadero, a nivel anual.
(A) comparación de leyes. (B) comparación de rendimientos metal.

Comparación: Leyes Estimadas Mina-Leyes Reales Lavadero



relación a la selectividad programada o teórica (eliminación sobre el frente de minerales de mala flotación).

5.4.2 - Validez de las previsiones a corto plazo: análisis de las desviaciones entre previsiones y resultados

Como se ha indicado más arriba, al hacer las previsiones se introducen los **coeficientes correctores**, tanto los correspondientes a las leyes (dilución), como a las recuperaciones (factor lavadero). Con ello se consigue que las desviaciones entre previsiones y resultados sean poco importantes y no sistemáticas, con lo que a lo largo del tiempo tienden a compensarse, y a la escala anual casi se anulan.

Aquí las desviaciones, no son sólo consecuencia de problemas de estimación y de la selectividad de la explotación, como las que se analizaban en el apartado anterior, sino que además, se añade ya otro factor, que es la fidelidad o exactitud en el seguimiento de la planificación, por parte de los agentes de la explotación.

En el documento "*Comparación entre Previsiones(R. Previsional) y Realizado*" de la tabla 5.8, donde se muestran las desviaciones mes a mes, a lo largo de un año, se observa cómo, a nivel de role, aquellas, que unas veces son por defecto y otras por exceso, tienden a compensarse, de forma que para el conjunto del año, la media de las previsiones, prácticamente coincide con los resultados acumulados.

Refiriéndonos a dicha media, podemos decir que, según las previsiones a corto plazo o mensuales, se subestima la ley Pb en sólo un 0.9%, la ley Zn en un 4%, la ley Ag en un 2%, el rendimiento metal Pb se sobreestima en un 2% y el rendimiento metal Zn se subestima en un 7% . Por tanto, y como síntesis, en cuanto al **role**, se comete una subestimación del 4%.

Para medir estas desviaciones sobre un período de tiempo más largo y detectar un posible sesgo en las previsiones, se realizó un estudio estadístico, tomando los valores de leyes y rendimientos mineralúrgicos Pb y Zn, previstos y realizados, mes a mes, durante un

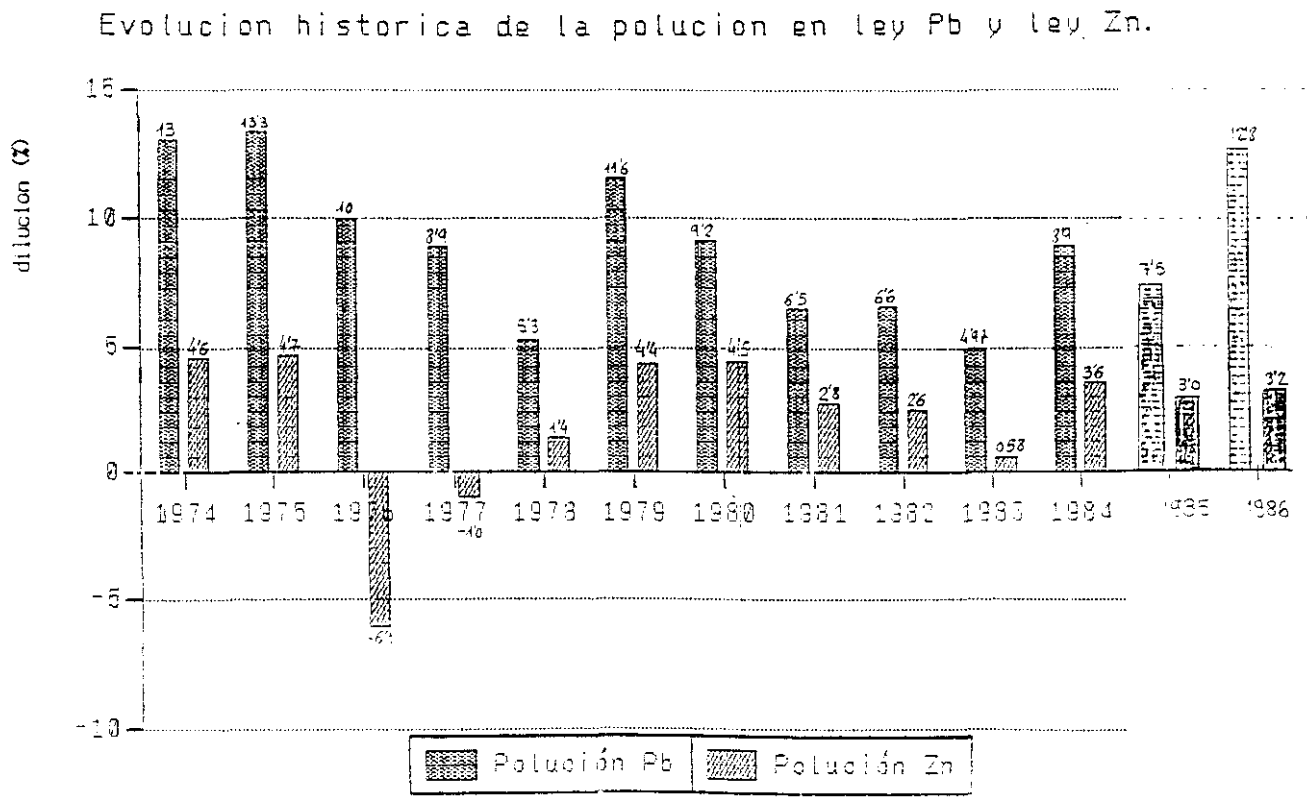
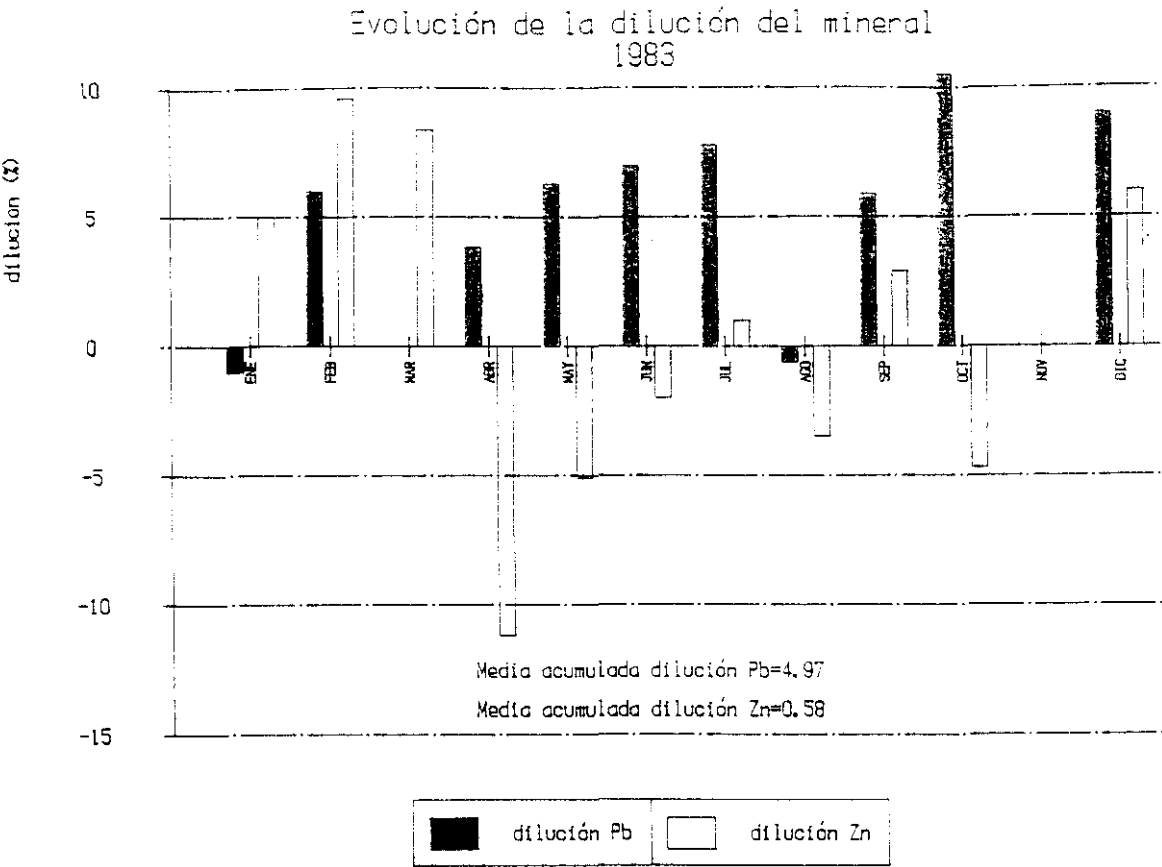


Fig. 5.7, A y B Evolución de la dilución aparente, (A) a nivel mensual, (B) a nivel anual

periodo de 8 años. Véase tabla 5.8 . A partir de los anteriores datos, se pueden crear las variables compuestas, *leyes recuperables* y *role*.

Tabla 5.8 *Valores medios de las desviaciones entre previsiones y resultados mensuales*

	Pb Recuperable		Zn Recuperable		Role
	m	σ	m	σ	
Previsto (Plan Marco)	1.11	10.98	1.002	17.69	2.113
Realizado (Lavadero)	1.086	13.19	1.033	25.09	2.119
Δ	-0.025		+ 0.031		+0.006

Como puede apreciarse, las diferencias en media son prácticamente despreciables en ambos metales. Hay una mayor variabilidad entre los valores reales que entre los previstos, lo que puede interpretarse por la existencia de meses anómalos en lo que a la marcha del lavadero se refiere, y en los que los resultados se desviaron de una manera clara de las previsiones, figura 5.8. Estos meses anómalos, están identificados sobre dicha figura.

A su vez la variabilidad de los valores de Zn es notablemente mayor que la del Pb, lo que refleja en cierto modo la mayor problemática mineralúrgica que presenta ese metal en estos yacimientos.

Menores son aún las diferencias en relación al role, y dado que este parámetro es el que más directamente traduce el valor del mineral, podemos decir que **las previsiones coinciden bien con las producciones reales** del lavadero.

Desafortunadamente, las fluctuaciones de mercado, las cotizaciones de los metales, el deslizamiento de los costes, etc., no se pueden prever con tanto acierto, y de ahí las principales diferencias, que de hecho se dan entre las previsiones y los resultados económicos reales.

Ton. N/P %	1986	Pb %			Zn %			Ag (g/t)			[Pb			[Zn			S %			ROLE		
		PREV.	REAL.	€ %	PREV.	REAL.	€ %	PREV.	REAL.	€ %	PREV.	REAL.	€ %	PREV.	REAL.	€ %	PREV.	REAL.	€ %	PREV.	REAL.	€ %
37	ENE.	1,32	1,12	15,2	2,11	1,95	7,6	17,86	15,33	14,0	82,24	81,40	1,0	61,46	54,20	11,8	4,21	4,45	-5,7	2,38	1,97	17,2
24	FEB.	1,30	1,13	13,1	2,07	1,85	10,6	17,70	16,03	9,4	83,98	85,20	-1,5	65,97	65,70	0,4	6,97	8,94	-28,3	2,46	2,18	11,4
-	MAR.	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
30	ABR.	1,36	1,20	11,8	2,00	1,92	4,0	19,09	15,15	20,6	84,69	80,50	4,9	65,22	71,90	-10,2	9,32	11,32	-21,5	2,46	2,35	4,5
31	MAY.	1,36	1,37	-0,7	2,05	2,12	-3,4	17,64	18,29	-3,7	82,73	83,23	-0,6	71,13	77,38	-8,8	10,57	11,22	-6,1	2,58	2,78	-7,9
31	JUN.	1,25	1,33	-6,4	2,01	2,08	-3,5	17,02	17,65	-3,7	80,00	83,40	-4,3	70,00	74,90	-7,0	7,78	11,02	-41,6	2,41	2,67	-10,8
16	JUL.	1,34	1,24	7,5	1,82	1,72	5,5	17,85	16,28	8,8	80,00	84,90	-6,1	71,77	68,70	4,3	6,17	6,55	-6,2	2,38	2,23	6,1
13	AGO.	1,30	1,26	3,1	1,90	1,89	0,5	17,78	17,15	3,5	83,88	80,30	4,3	68,40	71,00	-3,8	6,36	5,73	9,9	2,39	2,35	1,5
27	SEP.	1,34	1,19	11,2	2,09	1,85	11,5	17,99	17,63	2,0	86,22	83,90	2,7	70,62	72,80	-3,1	5,52	5,37	2,7	2,63	2,34	10,9
32	OCT.	1,63	1,43	12,3	2,09	1,74	16,7	23,55	21,50	8,5	79,65	76,90	3,5	67,12	67,40	-0,4	6,23	4,96	20,4	2,70	2,27	15,9
52	NOV.	1,81	1,65	8,8	2,15	1,82	15,3	26,86	22,97	14,5	79,93	75,50	5,5	68,82	68,20	0,9	8,75	7,44	15,0	2,93	2,49	15,0
14	DIC.	1,99	1,96	1,5	2,05	2,01	2,0	29,05	27,39	5,7	82,78	74,20	10,4	72,44	73,10	-0,9	7,09	7,40	-4,4	3,13	2,92	6,6
28	MEDIA	1,455	1,35	7,0	2,03	1,91	6,2	20,22	18,67	7,7	82,37	80,86	1,9	68,45	69,57	-1,6	7,18	7,67	-6,8	2,59	2,41	6,6

Tabla 5.9 Ejemplo de comparación entre previsiones y resultados, a nivel mensual.

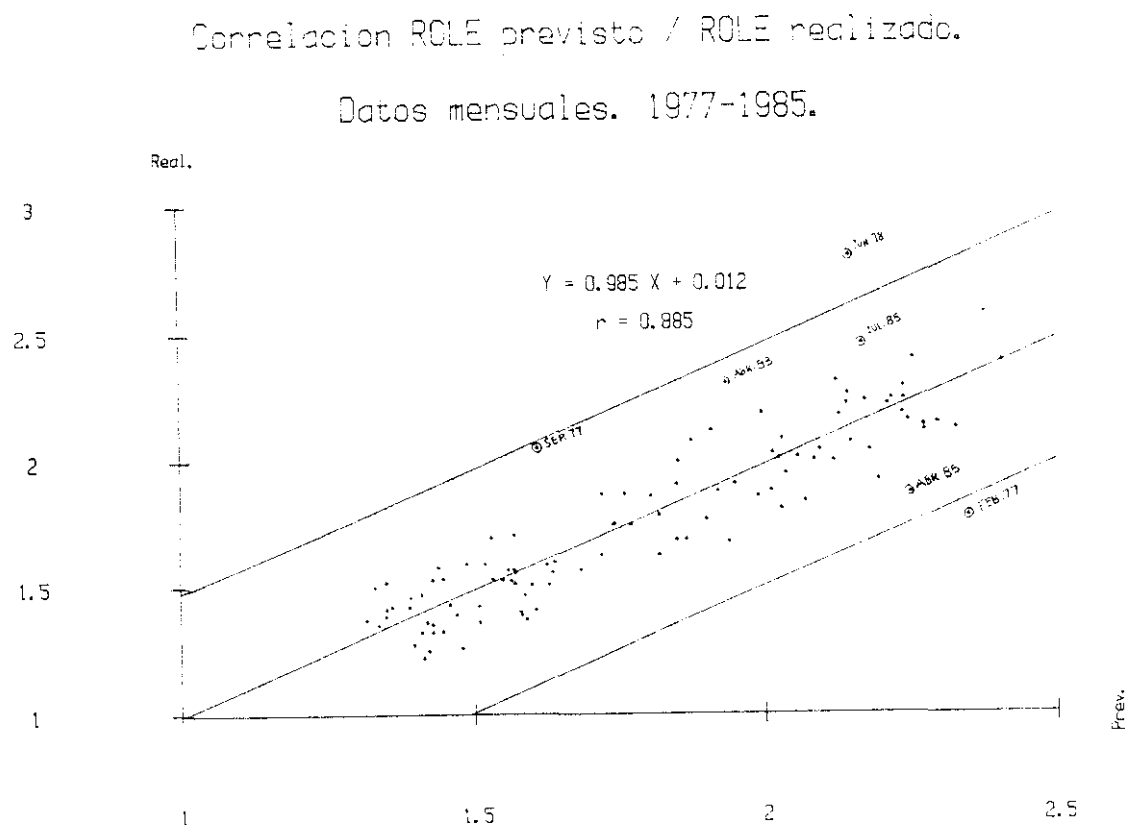


Figura 5.8 Correlación entre las previsiones mensuales y los resultados del lavadero, en términos de role.

En el gráfico de la ya citada figura 5.8, puede verse la buena correlación entre los roles previstos y los realizados. El correspondiente coeficiente es 0.885, y si eliminamos los meses claramente anómalos, dicho coeficiente asciende a 0,9177.

La lectura de este gráfico, nos dice que las previsiones están ajustadas y centradas, en relación con los resultados, con excepciones puntuales de ciertos meses anómalos, achacables a un mal cumplimiento de la planificación.

En páginas adjuntas se presentan los organigramas correspondientes a los procesos de planificación que se acaban de referir. La figura 5.9 corresponde al organigrama sintético de la planificación a corto plazo. Las figuras 5.10 y 5.11, A y B, corresponden a los organigramas del proceso completo del control de leyes, desde la generación de las muestras hasta la elaboración de las previsiones.

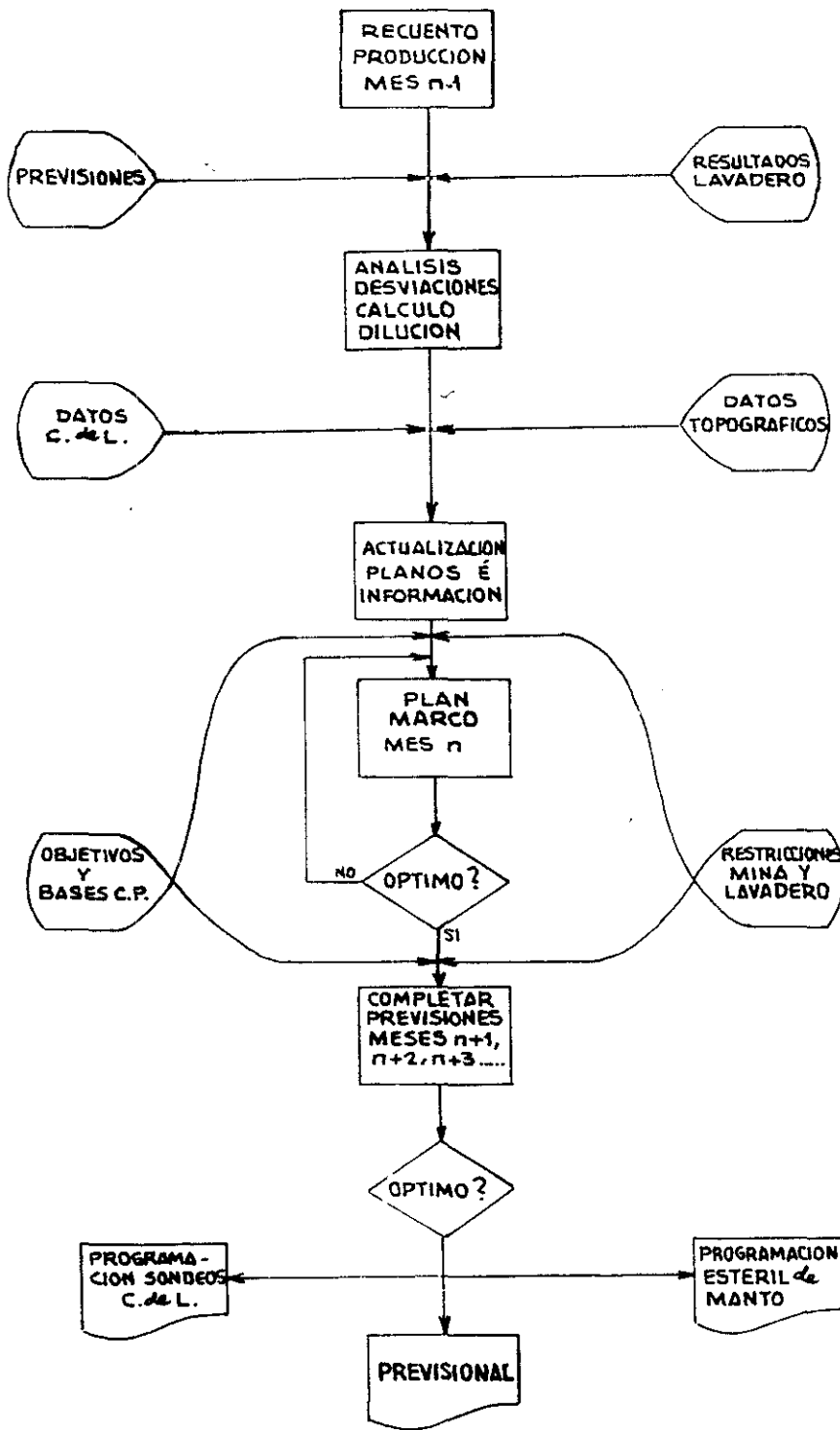


Fig. 5.9 Organigrama esquemático de la *planificación a corto plazo*.(Gallego,García y Manteca,1985)

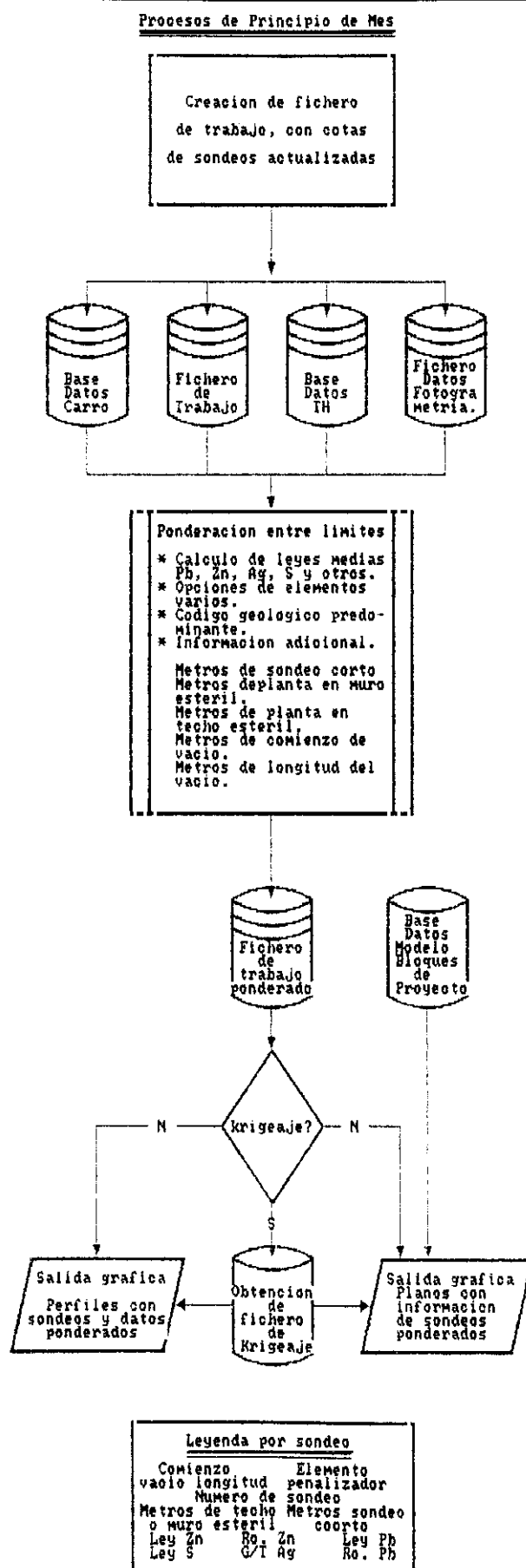


Figura 5.10 Organigrama del proceso de actualización mensual de los datos del control de leyes.

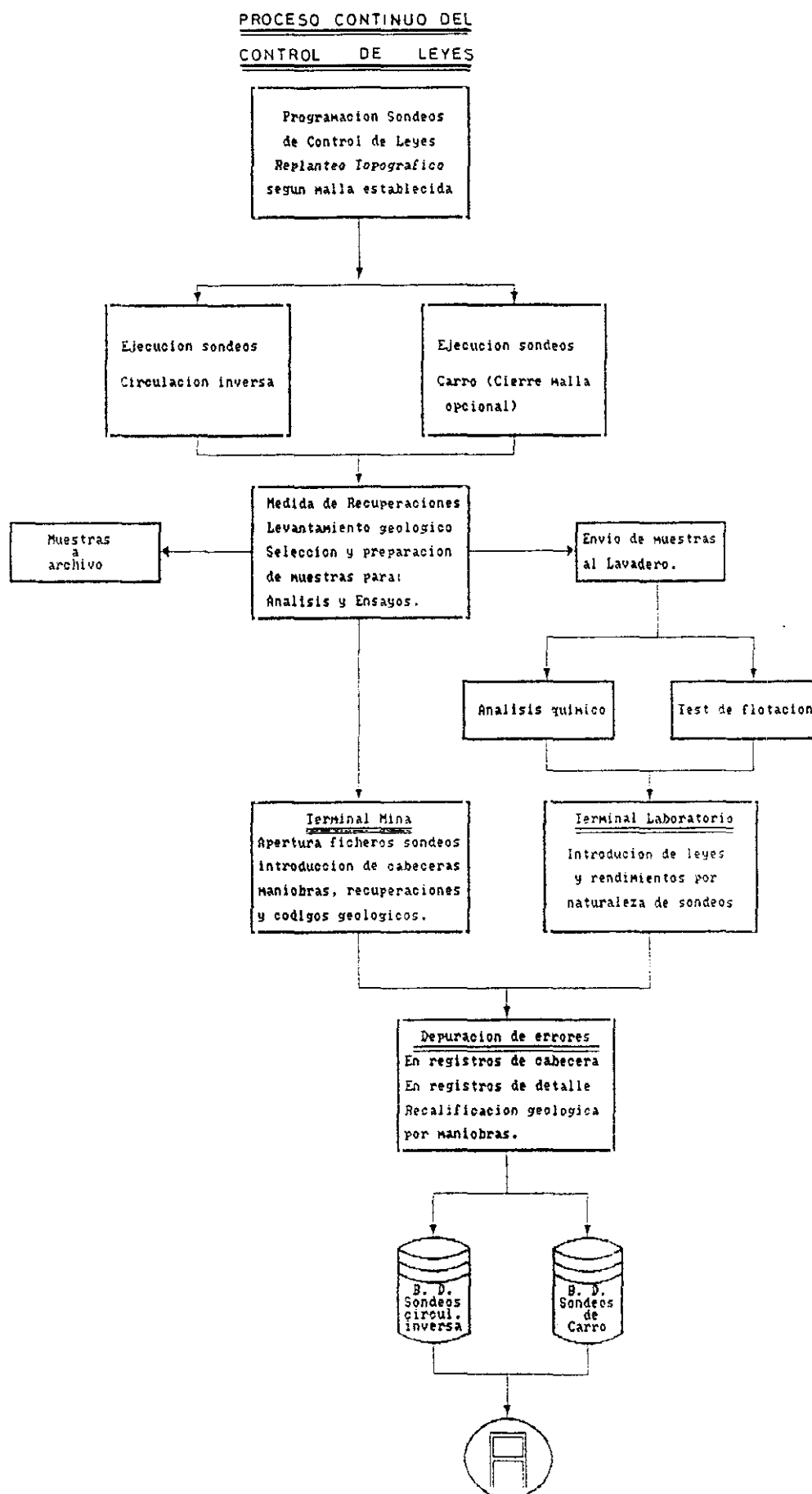


Figura 5.11, A Organigrama del proceso continuo del control de leyes. De la obtención de los datos, hasta la depuración y cómputo de los mismos.

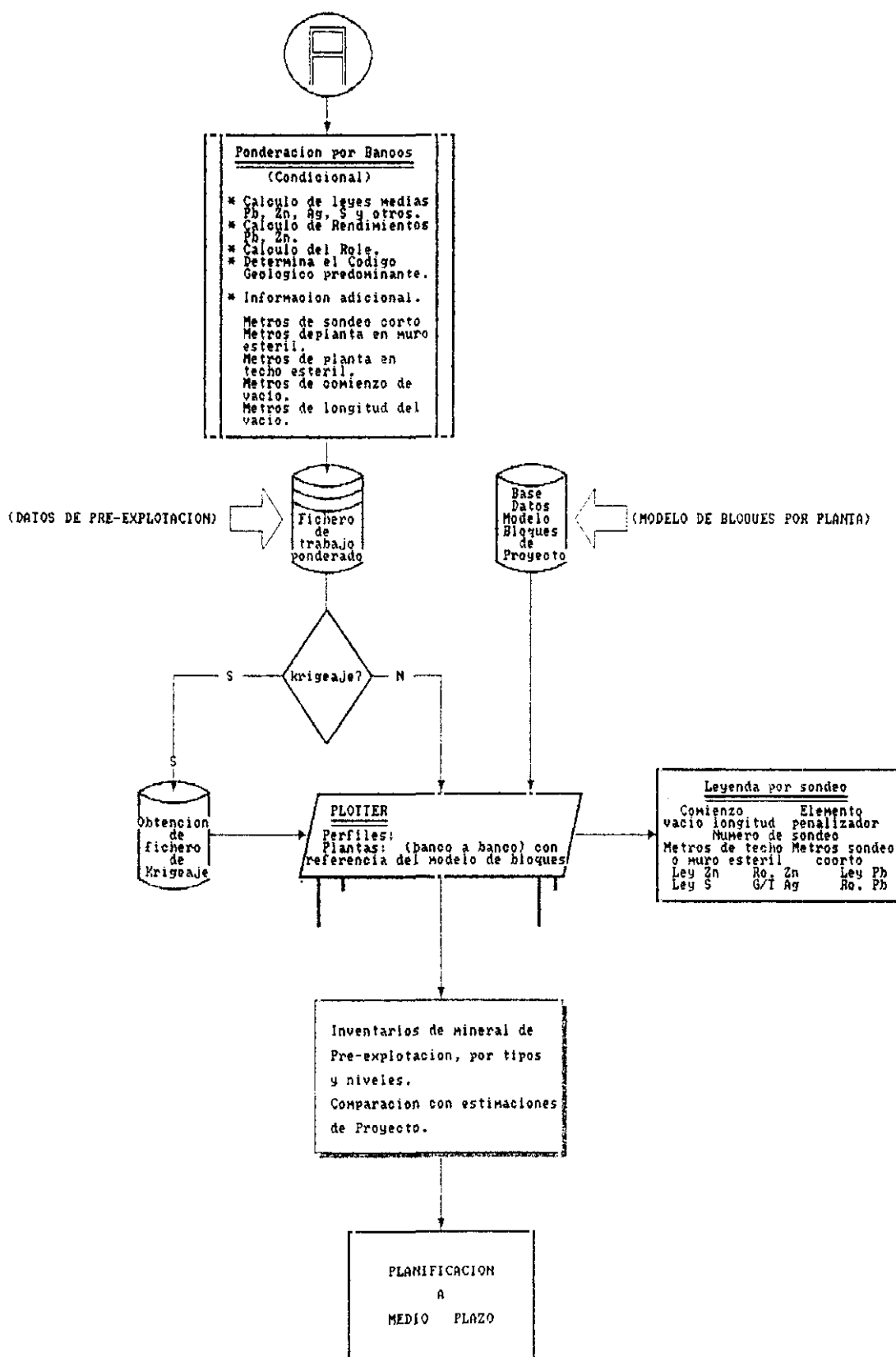


Fig. 5.11, B Organigrama del proceso continuo del c.de l. Desde la regularización de los datos, hasta la obtención de los planos de plantas, con la calificación de las reservas.

5.5 - Análisis de la validez de los modelos numéricos iniciales.
Comparación datos del proyecto con las previsiones a corto plazo
y los resultados reales

En términos generales se cumplen las situaciones siguientes:

- El modelo numérico inicial tiende a subestimar los valores del mineral(leyes y rendimientos), y a sobreestimar las reservas.
- Los valores reales del mineral se sitúan en general entre los valores estimados del modelo inicial (proyecto) y los valores estimados del modelo final (preexplotación), según se expone en la tabla 5.10.
- A escala del bloque o panel de explotación, la correlación entre valores de proyecto y valores reales, es generalmente mala, por lo que para una correcta planificación a corto plazo es necesario recurrir a la *preexplotación*.

Tabla 5.10 Desviaciones respecto al modelo numérico inicial

CANTERA SAN VALENTIN - Producciones anuales									
AÑO	MODELO INICIAL Proyecto			MODELO FINAL Preexplotación			RESULTADO REAL Lavadero		
	Kt.	Pb%	Zn%	Kt	Pb%	Zn%	Kt	Pb%	Zn%
76	1674	.95	1.22	1584	1.36	1.45	1485	1.22	1.54
77	1580	1.00	1.39	1353	1.29	1.57	1450	1.16	1.59
78	1117	.97	1.71	1021	1.08	1.69	1139	1.03	1.67
79	785	1.07	1.31	823	1.38	1.40	975	1.13	1.29
80	844	1.09	1.32	765	1.35	1.30	854	1.23	1.28
81	625	.91	1.30	592	1.38	1.59	717	1.22	1.75
Σ	6696	.98	1.36	6138	1.30	1.50	6620	1.16	1.53

En esta tabla, correspondiente a la cantera *San Valentín*, se comparan las estimaciones de proyecto (bloques de 20 x 20 x 10), las de preexplotación (bloques de 5 X 5 X 10) y los datos reales de producción.

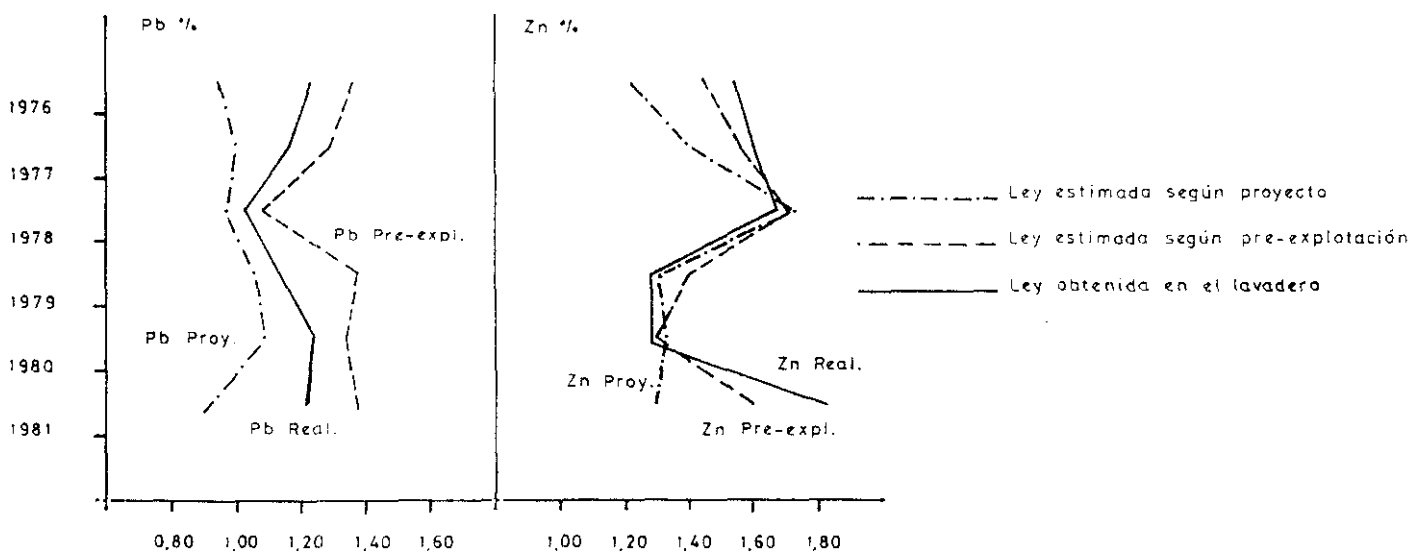


Figura 5.12 Cantera San Valentín. Comparación gráfica entre leyes estimadas y reales.

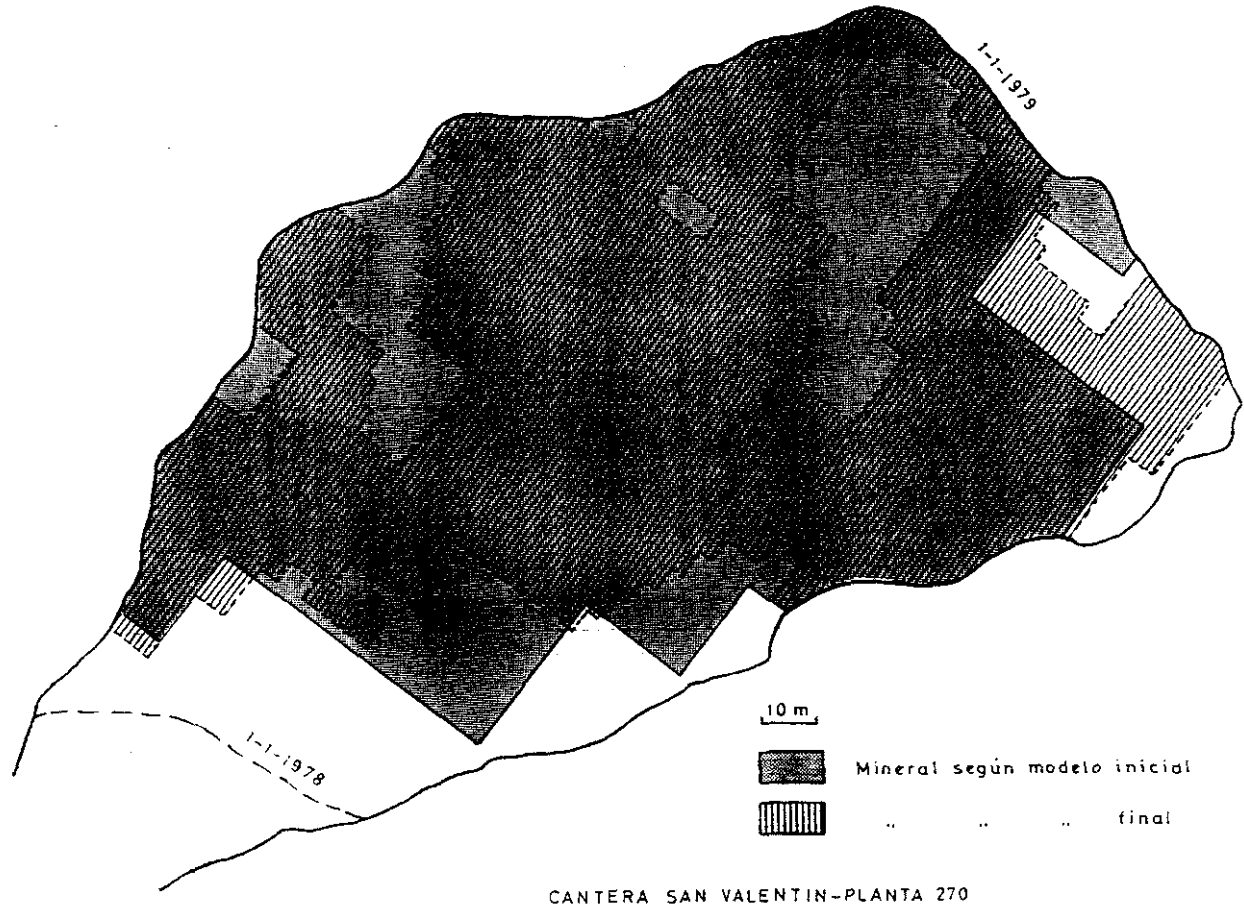


Figura 5.13 San Valentín - Comparación gráfica entre el modelo inicial y el modelo final.

Es interesante observar que para el Pb, los valores reales son prácticamente intermedios, entre las estimaciones del modelo inicial y las del modelo final(ver figura 5.12) mientras que para el Zn, los valores reales, sin tener una tendencia tan regular respecto a las

estimaciones, tienden a coincidir con los datos de pre-explotación e incluso a superarlos ligeramente. El comportamiento de ambas leyes ante la selectividad es muy distinto, ya que por el carácter del yacimiento, la dilución afecta particularmente al Pb.

En la figura 5.13, se muestra un ejemplo de la relación espacial entre el mineral previsto en el proyecto (modelo inicial) y el previsto tras la preexplotación (modelo final). Queda patente que de haberse seguido fielmente al primero en la conducción de la explotación, se hubieran tratado bloques estériles (dilución), y así mismo se hubieran dejado de tratar algunos bloques de mineral (pérdidas).

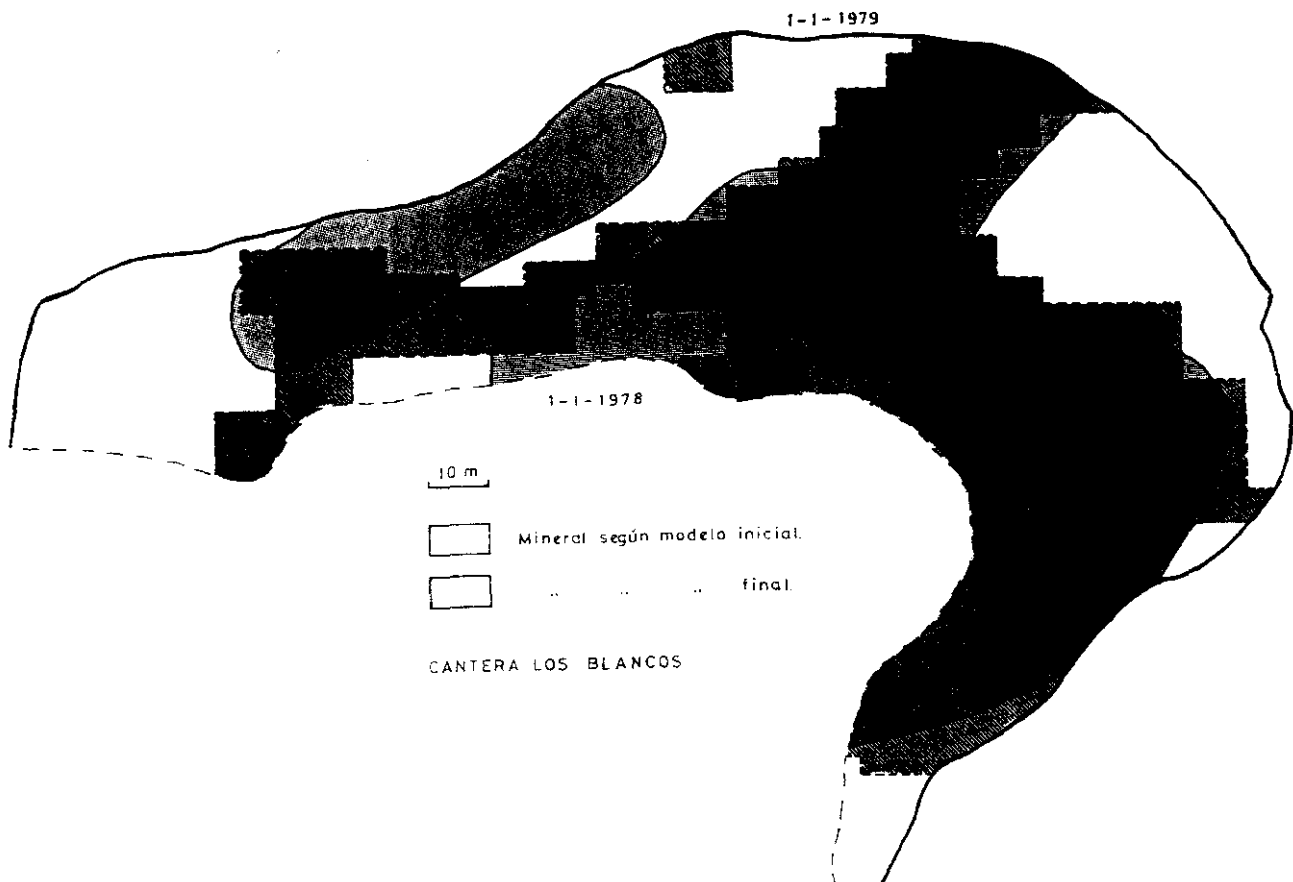


Figura 5.14 *Los Blancos* - Comparación gráfica entre el modelo inicial (morfológico) y el modelo final.

En la figura 5.14, se muestra un ejemplo de buen grado de coincidencia, entre modelo inicial, en este caso se trata no de un modelo geoestadístico, sino morfológico, y modelo final, en base a una malla de control de leyes de 5 X 5 metros. Corresponde al avance anual de un banco de cantera *Los Blancos*. El tonelaje de mineral es prácticamente el mismo según ambos modelos.

Tabla 5.11 Comparación entre estimaciones y resultados globales, de diversas explotaciones a cielo abierto, de la Sierra de Cartagena

CORTA	MODELO INICIAL Proyecto			MODELO FINAL Preexplotación			RESULTADOS Lavadero		
	Kt.	Pb %	Zn %	Kt.	Pb %	Zn %	Kt.	Pb %	Zn %
S. Valentín 1	6696	.98	1.36	6138	1.30	1.50	6620	1.22	1.54
S. Valentín 2	1014	1.53	1.40	1180	1.43	1.37	1253	1.33	1.33
L. Blancos	3608	1.52	3.44	4250	1.54	3.62	4524	1.40	3.54
S. José	2330	1.22	2.20	2261	1.65	2.79	1876	1.50	2.66
Tomasa	10043	1.50	.75	7960	1.69	0.85	8.654	1.55	0.83
Brunita	1858	1.40	2.66	1635	1.39	2.64	1595	1.25	2.54
Sultana	614	.68	2.56	651	.90	2.58	780	.78	2.31

En la tabla 5.11 arriba expuesta, se presentan de forma resumida otros balances comparativos entre previsiones y resultados para diversas explotaciones de la Sierra de Cartagena.

En general los modelos iniciales, son conservadores, en cuanto al metal realmente obtenido. Las estimaciones por krigeaje, tienden a subestimar las leyes. El caso de la cantera *San Valentín*, con una subestimación del 15% en Pb+Zn, es muy característico. Las estimaciones por métodos morfológicos, tienden a ser conservadoras en la previsión de tonelaje, pero en cambio sobreestiman las leyes reales. Son muy representativos en este sentido los casos de *Los Blancos* y de *San Valentín II*.

Ello es muy coherente con la naturaleza de dichos métodos. En el krigeaje de la fase de proyecto, se estiman bloques de unas dimensiones netamente superiores a las del módulo real de explotación, de forma que la selectividad práctica del mineral mejora las previsiones del modelo. Por la otra parte, en el método morfológico no se tiene debidamente en cuenta el efecto de dilución del mineral rico, durante su extracción, con la roca encajante, normalmente afectada en su contacto por un cierto halo de impregnación o mineralización marginal, que puede enmascarar dicho contacto.

La cantera *Tomasa*, aunque estimada por métodos morfológicos, se aparta de las anteriores conclusiones, debido a que en el tiempo transcurrido entre el proyecto y la explotación, se elevó la ley de corte, con la consiguiente reducción de tonelaje.

Un caso aparte, es el de los yacimientos con un importante porcentaje de huecos, por haber sido previamente explotados en minería subterránea. Tal es el caso de *Brunita* y *San José*, principalmente, donde el volumen de huecos era próximo al 40% . En ellos, los resultados reales han resultado por debajo de los previstos, tanto en tonelaje como en leyes.

Los modelos finales, o estimaciones de preexplotación, resultan ser, contrariamente, siempre optimistas en relación con los resultados reales. Ello es debido, básicamente, a un efecto de dilución del mineral debido al método de explotación; es decir la selección práctica del mineral no es tan fina como se planifica sobre los planos de preexplotación. El efecto de dilución sobre las leyes $Pb + Zn$, a este nivel de estimaciones globales, varía entre el 1 y el 7 por ciento.

De los párrafos anteriores se desprende, que los resultados reales de las diferentes cortas, están por lo general comprendidos, entre las estimaciones del modelo inicial o proyecto y las del modelo final o preexplotación, si bien, como es lógico, más cerca de éstos últimos.

**6 - CASO PRACTICO DE ESTIMACION DE
RESERVAS: CANTERA SULTANA (SIERRA DE
CARTAGENA)**

6 - CASO PRACTICO DE ESTIMACION DE RESERVAS: CANTERA SULTANA (SIERRA DE CARTAGENA)

6.1 - Contexto geológico regional

La zona en que se sitúa el yacimiento de *Sultana* se encuentra en la parte oriental de la Sierra de Cartagena.

A su vez ésta, corresponde a la parte más oriental de las cordilleras Béticas, y más concretamente a la zona Bética en sentido estricto, o dominio interno. Se caracteriza por estar constituida por una serie de mantos de cabalgamiento superpuestos, de edad Alpina, afectados por un metamorfismo decreciente de abajo a arriba:

- Unidad Nevado-Filábride inferior.....Paleozoico
- " " " superior.....Permotrias y Trias
- " Alpujarride inferior.....Permotrias y Trias
- " " " superior.....Permotrias y Trias

Este edificio orogénico, después de una fase de erosión, fue recubierto por una serie Neógena transgresiva y tardiorogénica. A finales del Mioceno hay una importante fase de fracturación acompañada de fenómenos volcánicos y del levantamiento de la Sierra, seguido posteriormente del desmantelamiento erosivo preactual.

Para un mayor detalle sobre el contexto geológico, remito al lector a mis trabajos sobre la geología y metalogenia de la Sierra de Cartagena, que se citan en el apartado de bibliografía, y particularmente, a Manteca y Ovejero, 1992.

6.2 - Geología del yacimiento

El yacimiento *Sultana*, se sitúa al sureste de la localidad de El LLano del Beal, y se corresponde con una fosa tectónica normal, delimitada por el sistema regional de fallas N.130°. De las fallas que determinan este *graben*, las principales son la de *El bosque*, de buzamiento NE, que define su margen occidental, y la de *El diccionario*, de buzamiento SO, en su margen oriental. Ambas fallas no son exactamente paralelas, sino algo divergentes hacia el NO.

Preservada de la erosión por esta estructura, se encuentra una espesa serie miocena, datada como Serravaliense. Esta serie, buzando unos 25° hacia el Este, presenta una inmersión hacia el Norte, dirección hacia la que aumenta su espesor y profundidad.

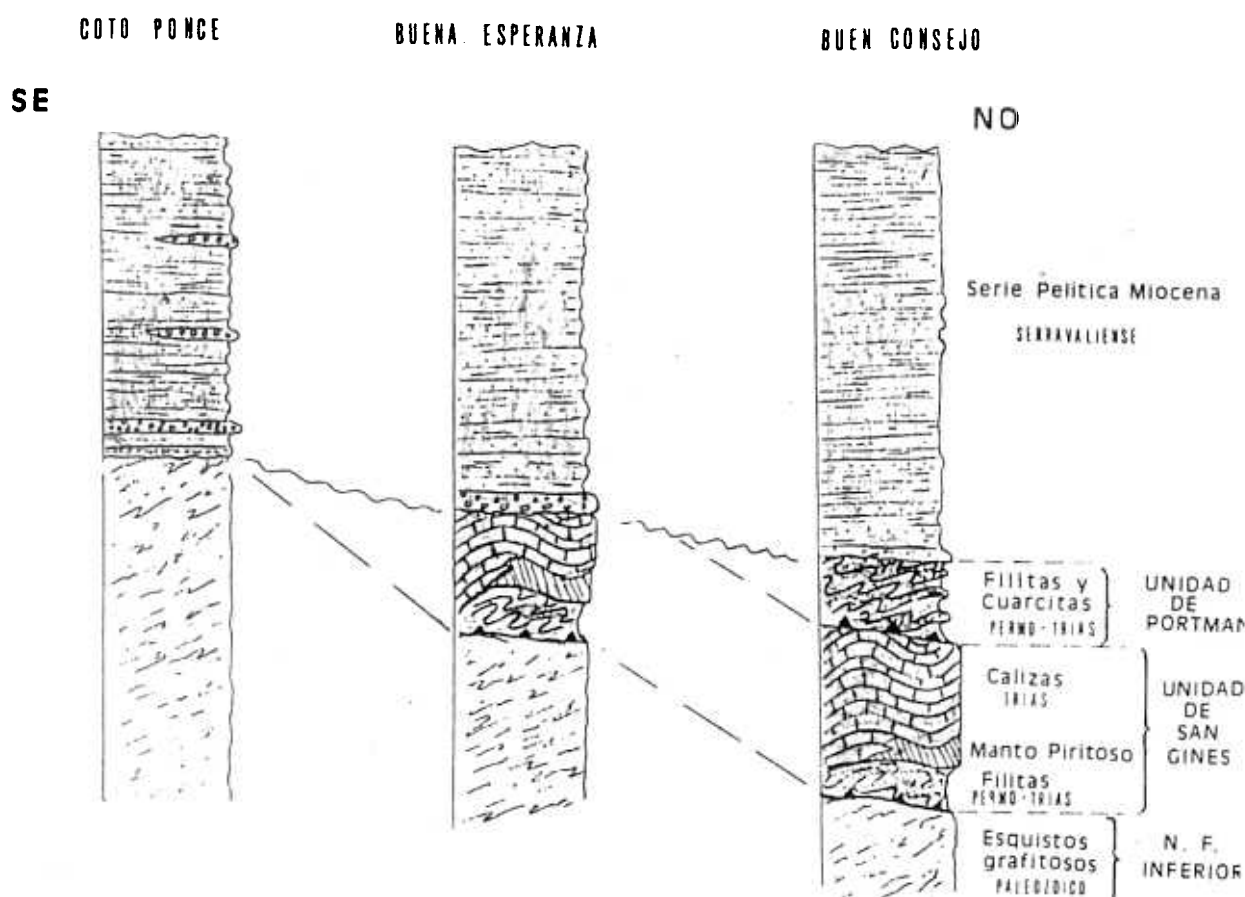


Fig. 6.1 Variación de la columna estratigráfica a lo largo de la cubeta miocena de *El llano del Beal*. (Los nombres de las columnas son los de las respectivas concesiones mineras).

Debido a la variable posición relativa de la superficie de erosión pre-Mioceno, en la zona Sur de la fosa, estos materiales descansan directamente sobre el Paleozoico (zona de

El Lirio, Belén etc.); más al Norte lo hacen sobre el Alpujárride Inferior (zona de *Buena Esperanza*), y en el extremo NO, proximidades de El LLano del Beal, descansan sobre el Alpujárride Superior. (Figura 6.1).

El contacto basal del Mioceno con el substrato a lo largo de la fosa tectónica, es mecánico y tiene las características de una superficie de despegue. (Figura 6.2)

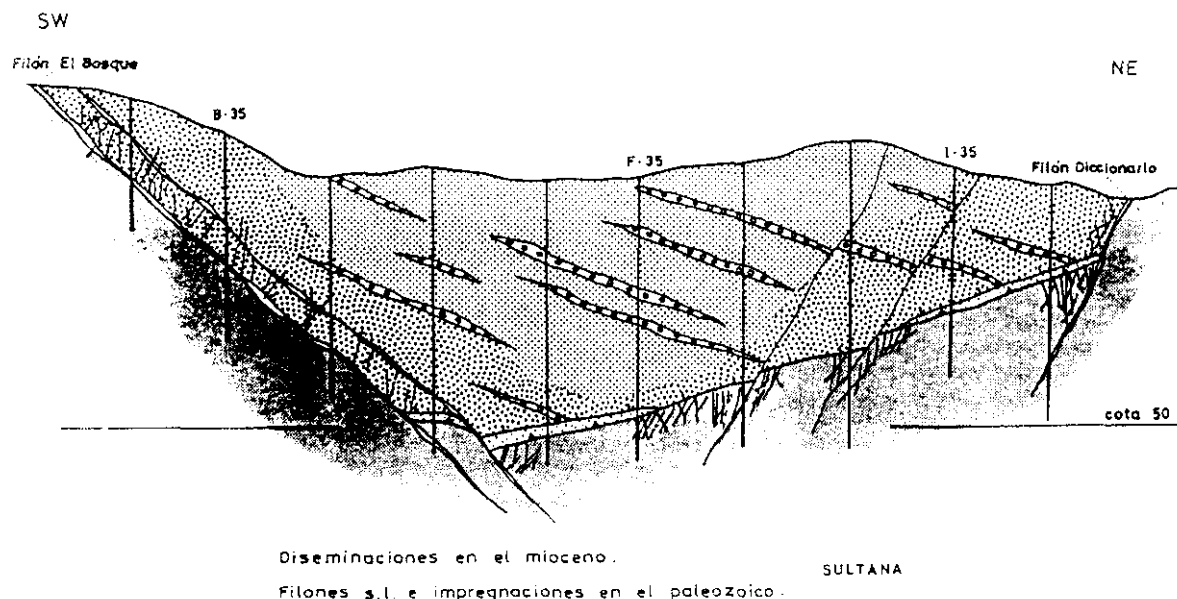


Figura 6.2 Corte transversal de *Sultana*, según un perfil de sondeos, donde se expresa la posición de las mineralizaciones, en relación con la estructura de la fosa.

La serie miocena está constituida aquí predominantemente por argilitas, en ocasiones con un importante contenido en materia carbonosa y caracter ampelítico. Las argilitas alternan con materiales detríticos más gruesos en la parte meridional y central de la fosa, y con margas y margocalizas, en la septentrional.

Los espesores de Mioceno a lo largo del eje de esta cubeta, varían entre 100 y 200 metros, en el área sondeada.

6.3 - Los antecedentes mineros y las nuevas perspectivas de la zona

Era suficientemente conocida la existencia de mineralizaciones de interés en el interior de la referida estructura geológica, estando situadas en ella numerosas minas, hoy día todas

paradas, y entre ellas dos muy importantes : *El Lirio* y *Coto Ponce*, las cuales produjeron entre los años 1952 y 1975, 45.000 toneladas de concentrado de Plomo. Dichas minas explotaban subterráneamente unos niveles mineralizados muy concretos (*El Almendralón*, *El Negrete*, etc.) así como ciertos filones (*El Bosque*, *El Diccionario* etc.).

Sin embargo sólo recientemente y gracias a la investigación realizada por la SMMPE, (Fernández, 1987), se ha puesto en evidencia que la mineralización no se restringe a aquellos niveles ya conocidos, sino que se trata de una impregnación generalizada que afecta a un enorme volumen rocoso a lo largo de la estructura del graben.

Constituye de hecho una diseminación masiva, cuya continuidad física solo es dado conocer por los análisis químicos de las muestras, y no "de visu", ya que la fina textura del mineral diseminado, no permite por lo general su identificación a simple vista. Realmente el mineral sólo es visible sobre los niveles detríticos gruesos (*Almendralón*), pero pasa totalmente inadvertido sobre las argilitas, lo que supone una de las razones por las que hasta ahora no se había tenido una visión de la importancia real del depósito.

6.4 - *Síntesis del modelo geológico: Definición de los objetivos a estimar*

Los recursos geológicos, que van a ser objeto del presente estudio de valoración, y que aparecen representados en la figura 6.3, se concretan (Gallego, García y Manteca, 1987) en:

- Diseminación de sulfuros en la serie miocena:

Se sitúa a lo largo de la fosa tectónica definida por las fallas *Bosque* y *Diccionario*, sobre una longitud de unos 1.000 m. La mineralización constituye cuerpos irregulares, alargados en dirección NW-SE, según la fracturación.

Los límites de estos cuerpos, son difusos, salvo en los extremos laterales de la fosa, definidos por las fallas citadas. Superiormente, están limitados por la zona de oxidación, con fronteras bastante netas. Los límites basales vienen dados por el contacto con el Paleozoico

subyacente, también mineralizado. Presentan un fondo metal relativamente regular, con enriquecimientos locales ligados a la densidad de fracturación. Son el recurso fundamental de los actualmente analizados.

- *Muro mineralizado:*

Consiste en un reticulado de filoncillos y juntas de esquistosidad, a modo de stocwork, en los esquistos Paleozoicos subyacentes. Se sitúan preferencialmente en una franja de espesor variable (0-15 metros), inmediatamente por debajo del contacto mecánico basal del Mioceno.

Dentro de esa franja, constituyen pequeñas concentraciones irregulares y alargadas en el sentido de la fracturación. Sobre la parte ya explotada, las dimensiones de estos cuerpos, estaban comprendidas entre 40 x 15 y 100 x 25 m, presentando un reparto metal de gran dispersión.

- *Brecha mineralizada:*

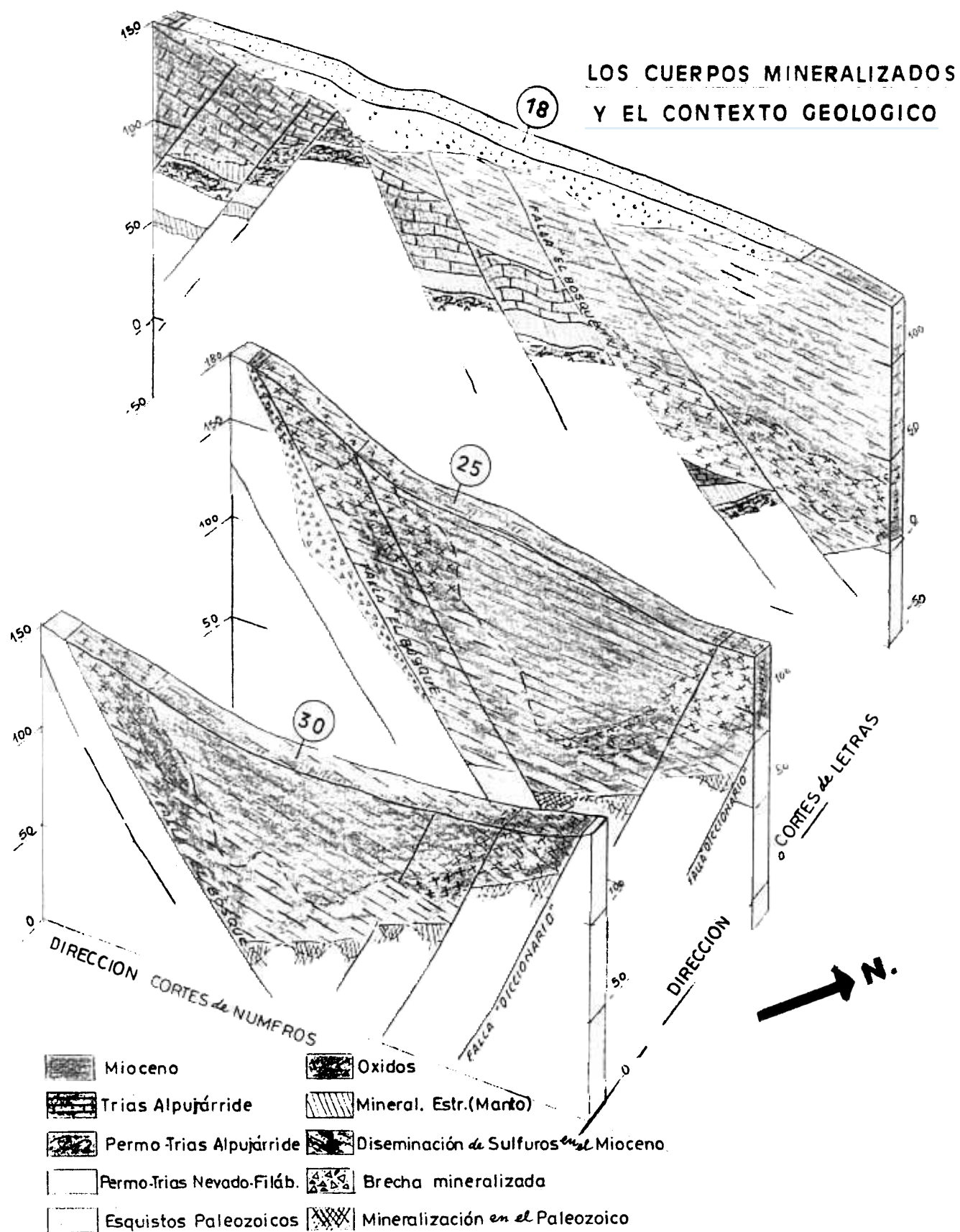
Esta mineralización aparece impregnando la matriz de una milonita, desarrollada a lo largo de una parte del plano de la falla *El Bosque*, entre Paleozoico y Mioceno.

Las dimensiones de este cuerpo mineralizado son del orden de 500 m en sentido de la dirección, por 150 en sentido del buzamiento, (ya descontada la parte oxidada subaflorante), constituyendo una formación aproximadamente tabular y abombada, con un buzamiento medio de 45 grados. Su espesor varía, entre 1 y 18 m, con un valor medio, en torno a los 7 m.

- *Mineralización estratiforme tipo Manto:*

Se desarrolla únicamente en el área Norte (*Buen Consejo*). Están representados el *primer y segundo manto*, (a la base de las calizas Triásicas Alpujárrides y al techo del Permo-Trias Nevado-Filábride, respectivamente).

Figura 6.3 Contexto geológico de los diferentes recursos minerales de la zona *Sultana-Buen Consejo* (también conocida como *Los Blancos III*).



La mineralización es tipo sulfuro complejo, de matriz piritosa, con altas leyes en Pb y Zn. En realidad se presenta como una serie de cuerpos lenticulares, discontinuos, debido a la intensa deformación tectónica sufrida, y con un espesor medio de unos 10 m.

Esta mineralización fue objeto de un estudio de valoración aparte, que no abordaremos en la presente descripción.

6.5 - Proceso de estimación

Para los estudios de viabilidad, se parte de los sondeos a malla de investigación, cuyos testigos son analizados y ensayados, para conocer leyes y recuperaciones mineralúrgicas.

Después de un proceso de *regularización* del soporte de esas informaciones, se llega a definir una longitud constante, que constituirá la altura de banco de la futura corta, sobre la que se ponderan las variables de leyes, rendimientos metal, y códigos geológicos.

La etapa siguiente será la *modelización o discretización* del volumen a estudiar, en bloques, cuyo tamaño dependerá de la malla de reconocimiento y del análisis geoestadístico de los datos regularizados.

Las variables útiles serán, finalmente, estimadas para cada bloque del modelo, por krigeaje, cuando ello sea posible, o por métodos más o menos "manuales", en caso contrario.

Estos bloques, ya estimados, serán también el soporte de otras informaciones cuantitativas y cualitativas, que nos ayudarán a hacer la selección de recursos, que desembocará en un diseño de corta.

El proceso de estimación empleado, se ajusta a la sistemática descrita en el capítulo 3. A continuación se desarrollan las distintas fases que componen este proceso, aplicadas a este caso concreto.

6.5.1 - Preparación, edición y análisis de los datos de la campaña de sondeos

6.5.1.1 - Envergadura de la campaña

En el área que denominamos *Sultana* o *Los Blancos III*, se han realizado **351** sondeos de investigación, una parte de los cuales, corresponde a sondeos a diamante, de testigo continuo, y otra, a sondeos rotary, a tricono, realizados con una sonda de doble tubo y circulación inversa (I.R. TH-60), con recuperación de *cuttings*. En la tabla 6.1, se muestra el reparto de la campaña por tipos de sondeo y por zonas:

Tabla 6.1 Reparto de la campaña de sondeos, por zonas y tipo de sondeo.

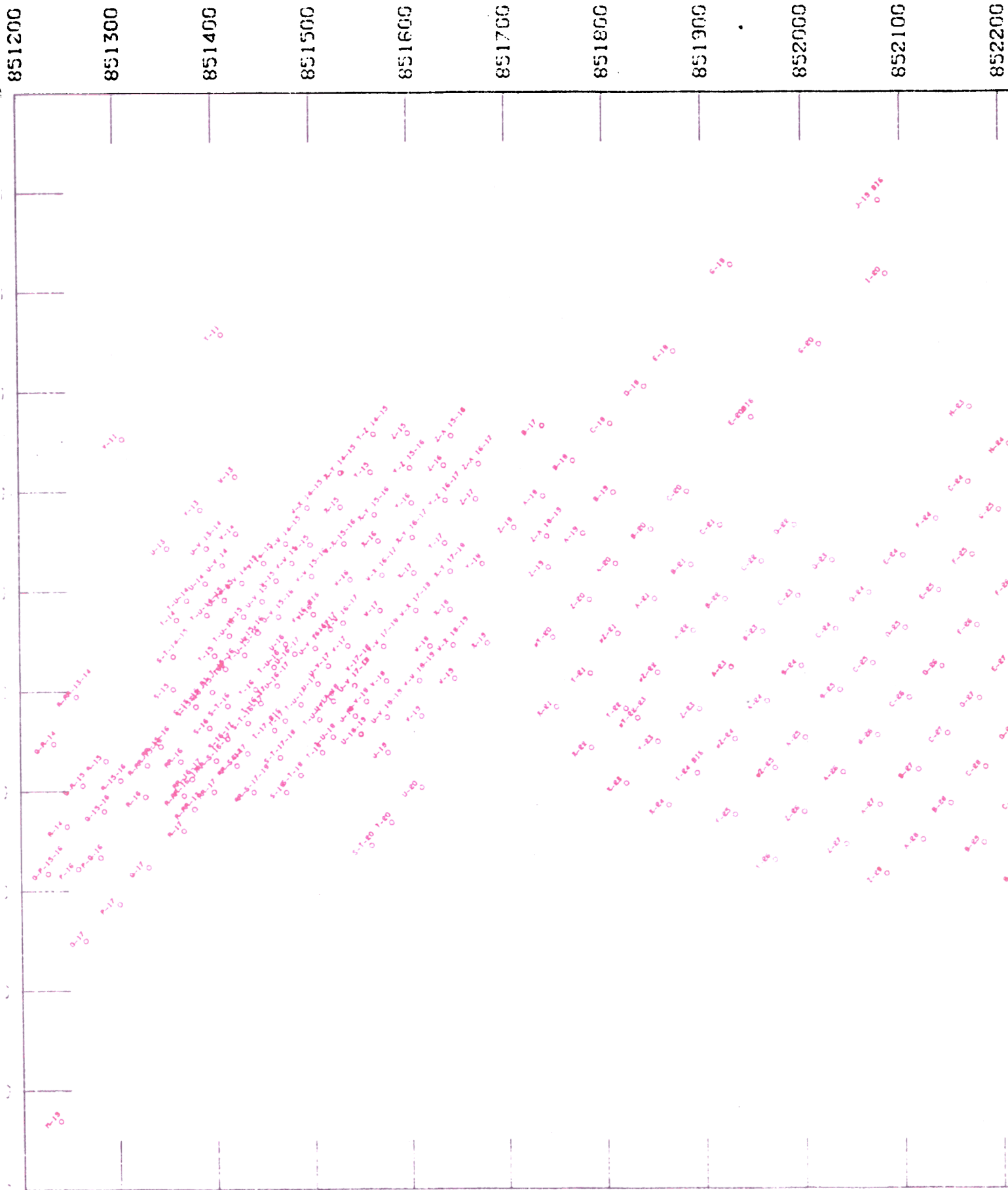
ZONA	Número sondeos	Metros testigo	Metros cutting	TOTAL METROS
Norte (<i>B. Consejo</i>)	112	14.232	3.390	17.622
Centro-Sur(<i>Sultana</i>)	239	18.986	8.848	27.834
TOTAL L.B.III	351	33.218	12.238	45.456

De la zona centro-sur, no todos los sondeos han sido utilizados para la valoración. Algunos, fuera de la zona de malla cerrada, fueron eliminados por estar demasiado aislados. También se eliminaron aquellos sondeos que tenían una información incompleta, o considerada no válida.

La campaña finalmente seleccionada, está compuesta por 206 sondeos (ver plano de situación anexo, fig. 6.4), que incluyen:

23.956 metros perforados
 116,29 m de profundidad media
 16.900 maniobras (longitud media = 1,4 m)
 65.100 análisis
 2.500 tests mineralúrgicos.

La llamada zona Norte (*Buen Consejo*), de mineralización tipo *manto*, había sido



PROYECTO LOS BLANCOS III.

SITUACION DE SONDEOS.

ESCALA 1:5000

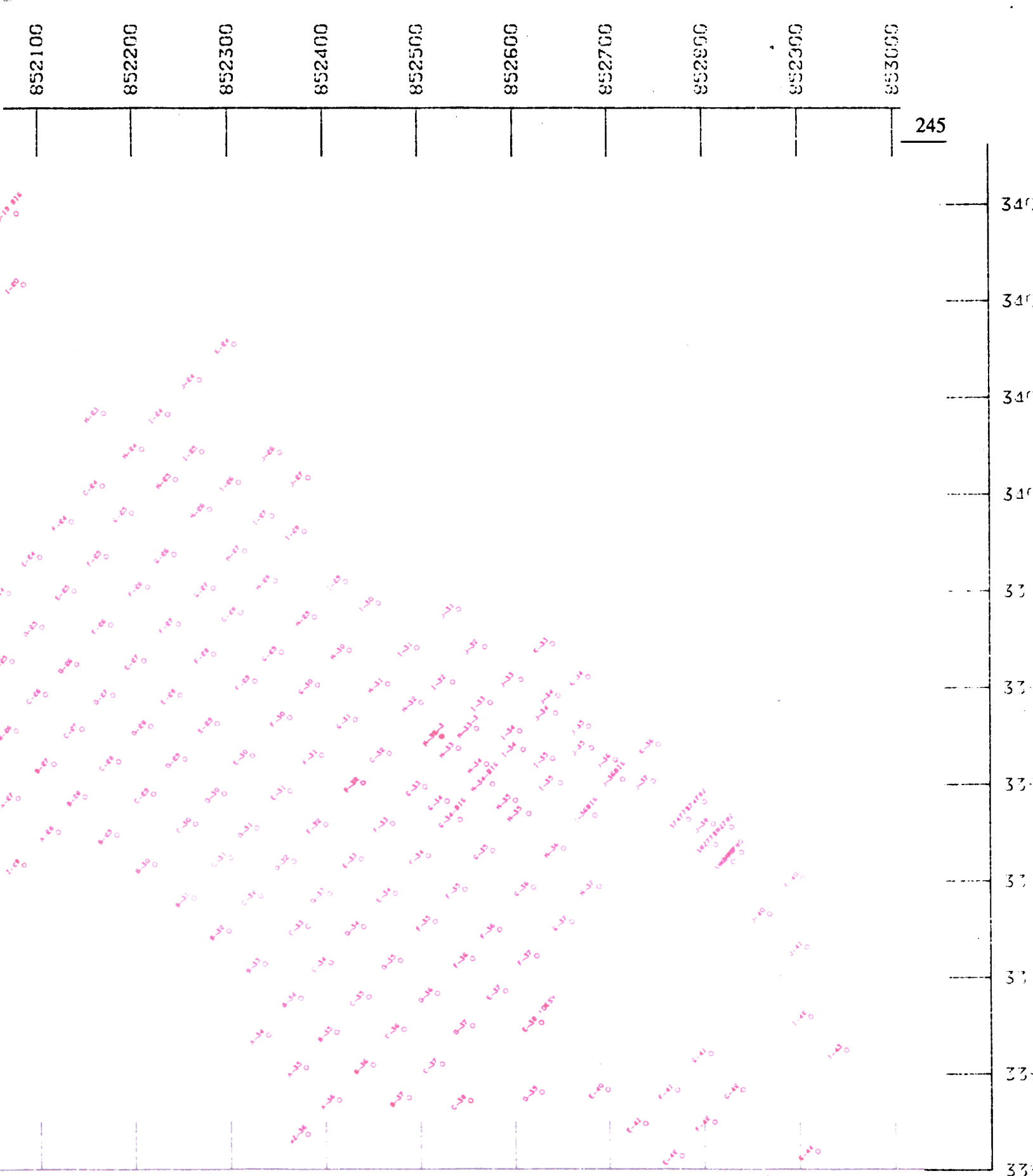


Figura 6.4 Plano de situación de los sondeos del área de *Los Blancos III*

objeto de un estudio de evaluación anterior, mediante método morfológico, por lo que nos limitaremos, en las descripciones que siguen a continuación, al resto de la campaña citada. Más adelante, en la fase de diseño de corta, se volverá a operar sobre el total de los datos.

Sobre la zona central de *Sultana*, una primera campaña de sondeos (109), comprendida entre los perfiles 28 y 40 de la malla, sirvió de base para una primera estimación de reservas y la elaboración de un diseño de corta inicial, realizado con la asistencia del centro de geostatística de Fontainebleau (Chica, Deraisme, Chambuael, etc, 1984). Sobre este proyecto inicial se inició la explotación minera del depósito, a finales de 1984.

No obstante, tras tres años en explotación, se pudieron comprobar con la práctica, graves defectos en dicha estimación, procedentes de una modelización inadecuada del yacimiento. Por ello y tras la ampliación de la campaña de sondeos, esta zona ha sido reestimada e integrada en un proyecto más amplio, que cubre toda el área sondeada (239 sondeos).

Los datos procedentes de la explotación minera inicial de esta zona, durante la que se han extraído más de 1 millón de toneladas de mineral, han sido de gran importancia para el desarrollo del presente estudio de evaluación (ver apartado 6.6). Por una parte nos han permitido conocer la variabilidad real de las leyes, y determinar la estructura del reparto metal a pequeña escala, gracias a la abundante información disponible. Por otra, nos han servido para contrastar la validez o fiabilidad de las nuevas estimaciones, posibilitando la realización de un "test mina".

6.5.1.2 - Estructura de la información

Toda la información referente a la campaña de sondeos es introducida en ordenador para su procesamiento informático. Los datos se almacenan en ficheros de estructura específica, que son gestionados por un conjunto de programas: aplicación **FDIR** (Fichero Director).

La información correspondiente a cada sondeo incluye:

- Datos topográficos e identificación
- Cotas de principio y fin de maniobra
- Datos de cada maniobra o grupo de maniobras
- Otros datos

El contenido de cada grupo de datos, se pormenoriza en el correspondiente apartado del capítulo 3 (estimación de reservas).

El conjunto de programas citados, **FDIR**, permiten el acceso selectivo a la base de datos, la adición o corrección de registros, y la creación de ficheros de trabajo, aplicando diversos criterios de selección, punto básico para el desarrollo de las aplicaciones posteriores (análisis estadístico, análisis estructural, etc.).

6.5.2 - Depuración de la base de datos

La depuración de la base de datos, supone localizar y corregir los errores en los datos ya introducidos, y completar la información, en los casos necesarios.

En este caso, estos trabajos consistieron principalmente en :

- **Eliminación de errores:** A pesar de que los programas informáticos que facilitan la introducción de datos, incorporan una serie de rutinas de detección de errores, esta etapa es siempre necesaria (ver capítulo 3).

- **Unión de sondeos realizados con dos máquinas diferentes:** Un gran número de sondeos fue realizado en dos etapas, perforándose los primeros 40 metros con tricono y a circulación inversa, y profundizándose posteriormente con máquina testiguera. En el fichero original, estos sondeos habían sido dados de alta dos veces. El trabajo consistió en incorporar las maniobras y análisis de los sondeos de TH-60 a los de testiguera y, posteriormente, eliminar los primeros del fichero.

6.5.3 - Introducción de códigos geológicos

Consiste en asignar a cada maniobra del sondeo, un código numérico, en función de la litología y el tipo de mineralización.

Su finalidad es, permitir la utilización posterior de la información, bajo *restricción geológica*, es decir, discriminando entre poblaciones heterogéneas, desde el punto de vista geológico, facilitando así, en último término, la creación de un modelo representativo del yacimiento.

El sistema de archivo de datos, ya referido, permite incluir hasta 7 dígitos para codificar las distintas características geológicas de una muestra. El primero de ellos, se denomina código simplificado, y es la base para el estrío de datos.

Este código simplificado, supone una síntesis del contexto litológico y de los tipos de mineralización presentes, como a continuación se indica:

- 1 - Margas miocenas con mineralizaciones oxidadas.
- 2 - Margas estériles.
- 3 - Margas con diseminaciones de sulfuros.
- 4 - Esquistos paleozoicos estériles.
- 5 - Esquistos paleozoicos mineralizados (reticulaciones).
- 6 - Vacío. Tramo sin recuperación.
- 7 - Filón.
- 8 - Mineral tipo Brecha.
- 9 - Mineral tipo Manto (estratiforme).

En la práctica, esta codificación se realiza, considerando toda la información de la maniobra (que incluye leyes, tests mineralúrgicos, descripción), y a la vista del correspondiente perfil geológico.

6.5.4 - Validez de los datos de los sondeos de circulación inversa (C.I.) frente a los de los sondeos a testigo continuo

Dada la existencia de dos tipos diferentes de sondeos en la campaña de reconocimiento, y habida cuenta los problemas de muestreo que a veces presenta la circulación inversa, era cuestionable en principio si los datos de ambos eran igualmente representativos, previo a su integración en una única base de datos.

A tal efecto, un cierto número de sondeos fueron perforados por duplicado, una vez con testiguera y otra con la perforadora rotary I.R. TH-60, con el fin de analizar las posibles discrepancias de resultados en cuanto a leyes. Con los datos de estas parejas de sondeos, se hicieron diversos tests estadísticos. Como conclusiones a resaltar tenemos:

1- No existencia de diferencias sistemáticas en las leyes regularizadas por tramos (según la aplicación del test "t" de Student-Fischer).

2- Coeficiente de correlación entre maniobras, altamente significativo.

3- Menor dispersión de valores, en los sondeos de C.I., debido a una cierta dilución de los materiales, inherente al método de perforación. En todos los casos el coeficiente de dispersión de los valores de TH-60, resultó ser, del orden del 14% inferior, al de los valores homólogos de testiguera.

4- El análisis estructural, en base a datos de "cuttings" confirma un efecto de "alisado" de las muestras, ya que se obtienen variogramas sin "efecto de pepita" y con una "meseta" baja, en tanto que los variogramas sobre datos de testigo, muestran un cierto "efecto de pepita" y una "meseta", netamente superior. El *alcance*, sin embargo, es el mismo en ambos casos (ver figura 6.5).

Como consecuencia de estos estudios, se considera suficientemente representativa la información procedente de la TH-60, y se le asigna el mismo tratamiento que a la de testiguera. Cosa que, por cierto, no ocurre en otros depósitos minerales, donde las discrepancias entre los sondeos de circulación inversa y los de testigo, pueden ser demasiado grandes para permitir unificar la base de datos.

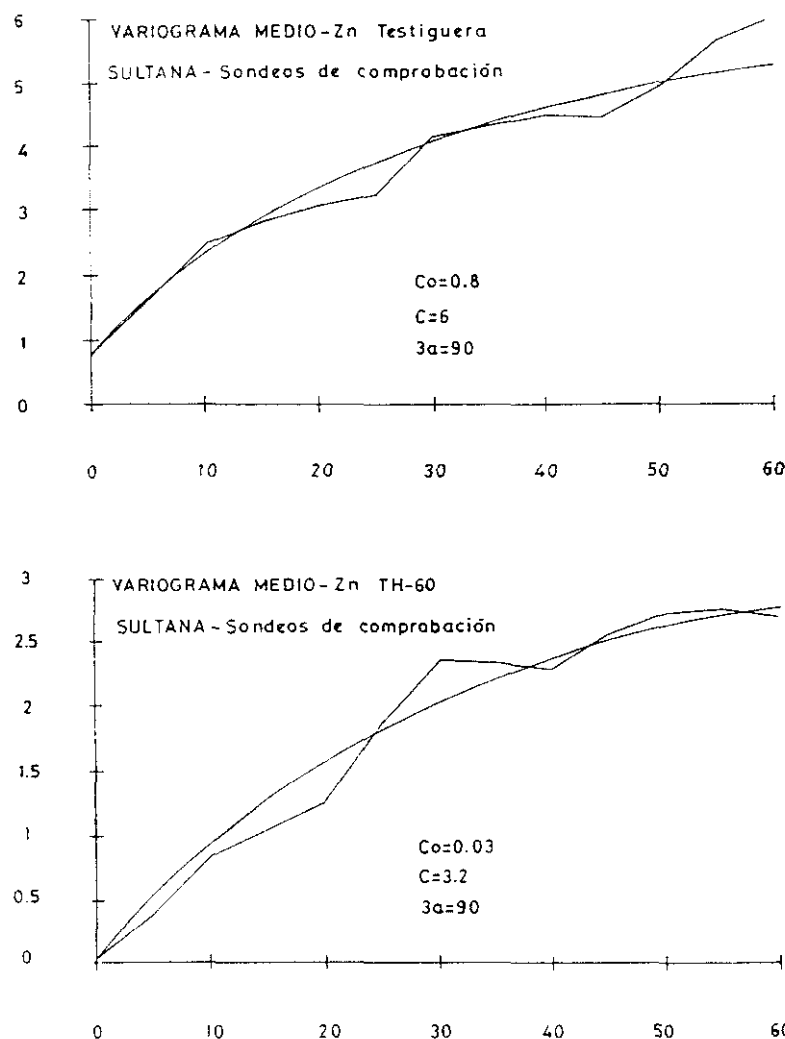


Figura 6.5 Variogramas comparativos (leyes Zn) entre datos de testiguera y de circulación inversa.

6.5.5 - Regularización de datos según un soporte dado

6.5.5.1 - Optimización altura y posición de bancos.

Como ya se señaló en el capítulo 3, la optimización del banco se consigue mediante la aplicación del programa informático **PONDOP**, que permite simular los resultados de explotación a obtener con las diferentes alturas y posiciones relativas de banco; y a partir de ahí adoptar los valores más convenientes respecto a la selectividad del mineral y a los costes de explotación.

En nuestro caso, se ha llegado a la elección de bancos de 8 metros de altura y posición 3,(3, 11, 19, etc) siendo la -37 la planta inferior.

El gráfico de la figura 6.6, es un resumen de la simulación realizada en donde se representa, para cada altura posible de banco, sólo aquella posición relativa, para la que la recuperación de metal sería la máxima. En él podemos observar, que con el banco de 8 metros, se recupera más metal que con el de 7, y casi tanto como con el de 6.

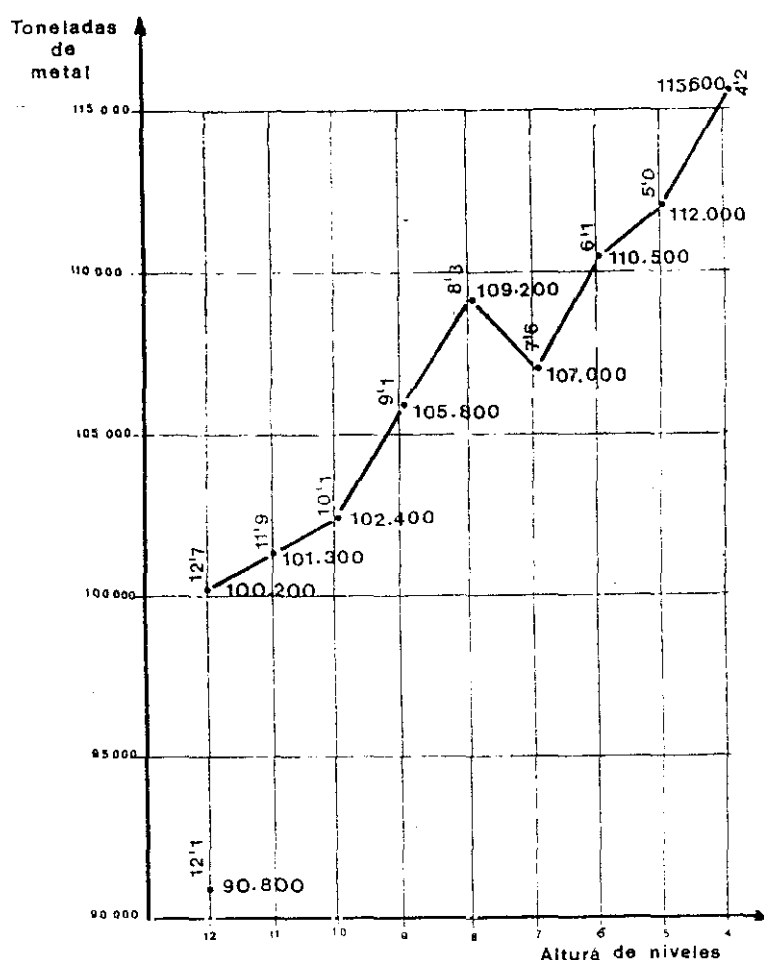


Figura 6.6 Corta *Sultana* Optimización de la altura y posición de bancos, en relación a la recuperación de metal posible.

6.5.5.2 - Regularización o Ponderación

Como ya describíamos en el capítulo 3, este proceso consiste en transformar los datos de base, relativos a maniobras de longitud variable, en valores regularizados sobre tramos de longitud fija, coincidentes con la posición de los futuros bancos de la corta. En el presente caso, como acabamos de ver, esta regularización se hará sobre tramos de 8 m en posición 3.

Son objeto de la ponderación no sólo las leyes, sino también los rendimientos mineralúrgicos y los códigos geológicos.

Ante la presencia de numerosos tramos de "minados" se adoptó el criterio de

ponderación máxima, ya descrito en el capítulo 3 (a las maniobras sin recuperación, dentro del volumen mineralizado, se le asigna automáticamente la ley media del resto del banco).

Los resultados de este proceso de regularización se someten a una validación para eliminar posibles incongruencias (por ejemplo, código dominante de óxidos, con buena flotación, código de vacío, con datos de análisis, código de Mioceno estéril, con leyes altas, etc.).

El proceso finaliza con la obtención de un listado, para cada sondeo, donde figuran los datos regularizados banco a banco. En la figura 6.7, se muestra un ejemplo.

PONDERACION				SONDEOS INVESTIGACION.							
KPB= 1.000 KZN= 1.000 KAG= 0.000 KS= 0.000 RD*AG/RD*PB= 0.000 RD*Z= 0.000 ROLE*CORTE= 1.700 POSICION RELATIVA BANCO=											
SONDEO 01357C=25											HOJA 1
COORDENADAS X = 852120.535 Y = 339926.226 Z = 158.400											
COLUMNA ESTRATIGRAFICA				ALTURA DE BANCO= 8.00 MTS							
PROFUNDIDAD		INTERVALOS		PS	ZN	AG	S	RD*PB	RD*ZN	ROLE	COO. PREDOMINANTE
0.00	3.40	163.00	155.00								
3.40	11.40	155.00	147.00								
11.40	19.40	147.00	139.00								
19.40	27.40	139.00	131.00								
27.40	35.40	131.00	123.00	0.123	0.296	1.306	0.065				OXIDOS
35.40	43.40	123.00	115.00	0.362	0.429	2.744	0.097				OXIDOS
43.40	51.40	115.00	107.00	0.445	0.293	2.763	0.039				OXIDOS
51.40	59.40	107.00	99.00	0.161	0.383	1.862	0.074				OXIDOS
59.40	67.40	99.00	91.00	0.138	1.098	2.575	0.120				OXIDOS
67.40	75.40	91.00	83.00	0.020	1.151	1.000	0.204				OXIDOS
75.40	83.40	83.00	75.00	0.028	0.713	1.000	0.500				OXIDOS
83.40	91.40	75.00	67.00	0.094	0.477	1.462	1.125				ESTERIL
91.40	99.40	67.00	59.00	0.154	1.166	2.875	3.382	84.90	67.70	0.92	MINERAL
99.40	107.40	59.00	51.00	0.635	2.232	7.188	4.341	82.51	61.05	1.89	MINERAL
107.40	115.40	51.00	43.00	0.161	1.385	2.525	1.795	70.30	37.60	0.63	MINERAL
115.40	123.40	43.00	35.00	0.150	1.679	2.489	2.554	70.30	37.60	0.74	MINERAL
123.40	131.40	35.00	27.00	1.056	4.693	14.925	7.089	77.83	70.74	4.15	MINERAL
131.40	139.40	27.00	19.00	0.352	2.324	5.925	3.397	78.46	56.16	1.58	MINERAL
139.40	147.40	19.00	11.00	0.291	0.988	5.137	2.538	85.87	64.33	0.89	MINERAL
147.40	155.40	11.00	3.00	0.356	0.836	6.413	2.736	86.00	71.30	0.90	MURO MINERALIZ.
155.40	163.40	3.00	-5.00	0.761	0.887	11.412	3.690	88.60	78.30	1.37	MURO MINERALIZ.
163.40	171.40	-5.00	-13.00	0.198	0.349	3.750	1.192	88.60	78.30	0.45	MURO ESTERIL
171.40	179.40	-13.00	-21.00	0.121	0.114	2.994	1.626				MURO ESTERIL
179.40	187.40	-21.00	-29.00	0.022	0.064	1.806	1.503				MURO ESTERIL
NUMEROS DE TRAMOS POR ENCIMA DE ROLE DE CORTE= 2 ROLE MEDIO DE ESTOS TRAMOS= 3.018											

Figura 6.7 Ejemplo de salida de la ponderación de sondeos. Obsérvese que aparecen regularizadas, tanto las leyes, como los rendimientos metal y los códigos geológicos.

6.5.6 - *Análisis estadísticos*

Con el fin de caracterizar los parámetros del yacimiento, se realizó un estudio estadístico de las variables de interés. Este estudio se hizo a partir de los datos ponderados y separando cada una de las especies litológicas.

Se han calculado los estadísticos de leyes Pb y Zn, de los códigos 3 (sulfuros diseminados en Mioceno), 5 (reticulaciones en Paleozoico), y 2 (Mioceno estéril), así como los de rendimientos metal Pb y Zn del código 3. Los resultados se resumen en la tabla 6.2 y en la figura 6.8 .

Tabla 6.2 Estadísticos de los datos regularizados, según códigos geológicos

Cód.	Nº Datos	Variable	Media	Desv. típica	Error std.	Valor máx.	Valor mín.
3	669	Ley Pb	0.60	0.46	0.018	3.25	0.02
	669	Ley Zn	1.96	1.15	0.044	8.55	0.06
5	172	Ley Pb	0.72	0.56	0.043	4.19	0.07
	172	Ley Zn	1.96	1.17	0.089	6.26	0.42
2	344	Ley Pb	0.12	0.12	0.006	0.72	0.01
	344	Ley Zn	0.35	0.33	0.018	2.57	0.01
3	548	Rend.Pb	79.24	9.09	0.388	89.60	32.52
	548	Rend.Zn	64.09	12.78	0.546	83.30	23.99

Los estadísticos correspondientes a los restantes códigos geológicos, no se estudiaron, por falta de un número suficiente de datos, o bien, como en el caso de los óxidos, por no considerarlos de interés.

El coeficiente de correlación, entre las leyes Pb y Zn, resultó ser:

0.6624 para el código 3

0.3461 " " " 5

0.6740 " " " 2

El coeficiente de correlación, entre leyes y rendimientos metal, para el código 3, es:

0.1409 para el Pb

0.0121 " " Zn

0.3872 entre los rendimientos Pb y Zn.

Existe una cierta correlación entre las leyes Pb y Zn, para las diseminaciones en el Mioceno (códigos 2 y 3), pero mucho menor para las reticulaciones en el Paleozoico. Las recuperaciones mineralúrgicas, no parecen presentar correlación con sus leyes correspondientes.

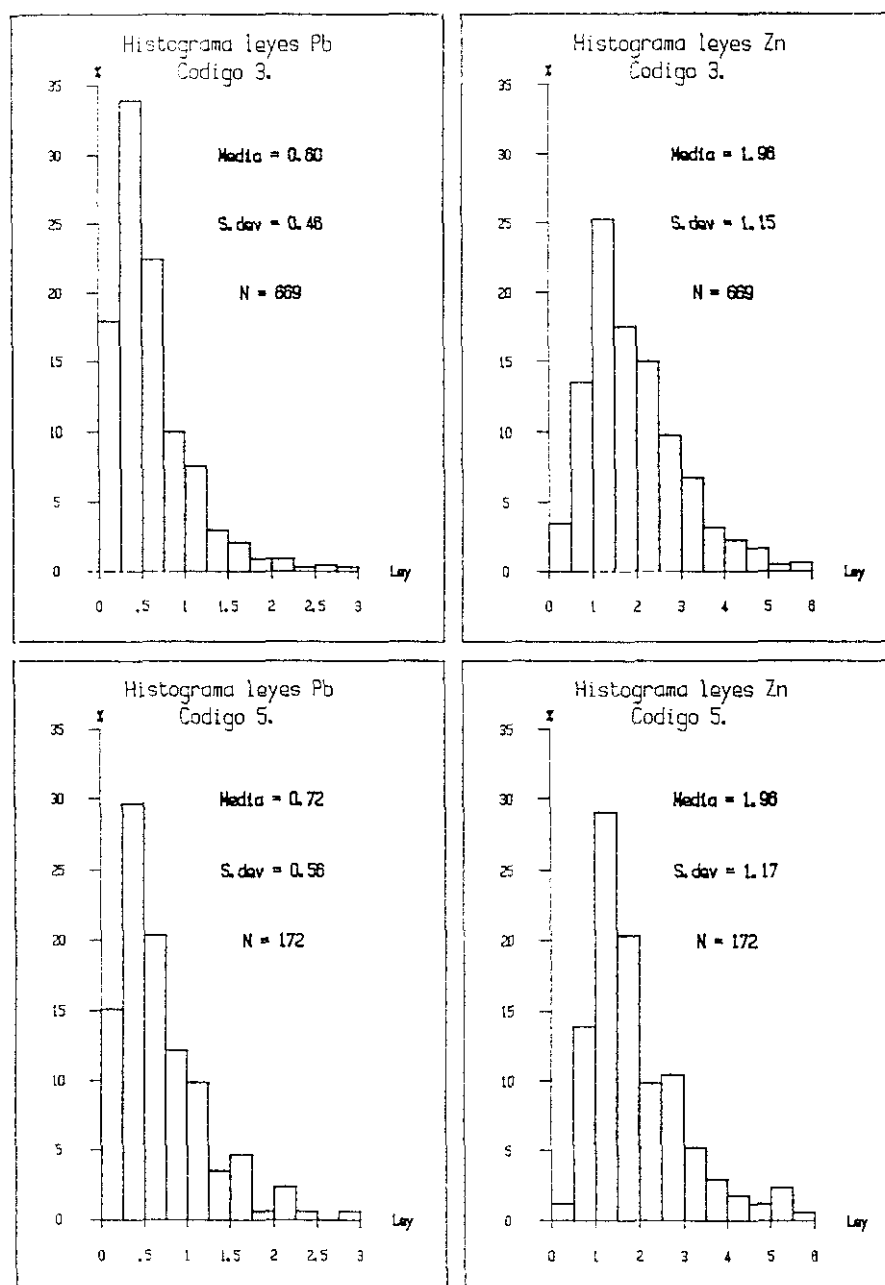


Figura 6.8 Histogramas de leyes Pb y Zn, de los códigos 3 (diseminación en Mioceno) y 5 (reticulado en Paleozoico)

Los parámetros estadísticos para los códigos 3 y 5, son muy parecidos, por lo que la primera idea, podría ser la de tratarlos como una especie única. Sin embargo, la experiencia de la explotación de la zona Este, del proyecto antiguo de *Sultana*, nos permitió comprobar que, si bien las leyes Pb y Zn de ambos códigos, son semejantes a nivel estadístico, presentan una distribución espacial totalmente diferente y corresponden a mineralizaciones morfológicamente distintas, siendo su grado de continuidad muy diferente, como demuestran, según veremos más adelante, sus respectivos variogramas. De ahí que las trataremos separadamente, como colectivos diferentes.

Por último, se calculó el coeficiente de correlación entre las leyes de Ag y Pb. Una vez comprobada la buena correlación existente (coeficiente de correlación 0,96), se estimó la relación media $\text{Ag(g/t)} / \text{Pb(\%)}$. Esta relación resultó ser de 12,96. De acuerdo con esto, y dado el menor número de datos de ley Ag, se decidió estimar ésta, sistemáticamente, a partir de la ley Pb, utilizando dicha relación.

Respecto al azufre, aparte de su menor incidencia económica, su bajo coeficiente de variación nos ha llevado a adoptar un valor medio, que podemos considerar constante (Ley S = 5,51) a efectos prácticos.

6.5.7 - Análisis estructural

6.5.7.1 - *Antecedentes.*

Con los datos de la primera parte de la campaña de sondeos (109 sondeos), se realizó un primer estudio geoestadístico, que, como ya se ha señalado, sirvió de base para un primer proyecto de explotación, en el año 1.984.

Con este estudio, llevado a cabo en colaboración con el Centro de Geoestadística de la Escuela de Minas de París, se estableció un modelo estructural (Chica, Deraisme, Chambuael, etc, 1984), sobre el que se realizó la fase de estimación posterior.

Dicho modelo, consideraba como homogéneos los códigos 3 y 5, y suponía una

isotropía en el plano horizontal. Consecuentemente, se adoptó un modelo de bloques cuadrados, (de 25 x 25 x 8 m) para el krigeaje, utilizandose en la estimación, los códigos 3 y 5, indiscriminadamente.

El seguimiento de la explotación ulterior, ha puesto en evidencia considerables desviaciones, entre ese modelo inicial y la realidad. La magnitud y trascendencia de éstas, era tal, que invalidaba el proyecto original para servir de base a la continuación de la explotación minera.

En la figura 6.9, se muestra la mala correlación existente entre los valores estimados por krigeaje, de los bloques de 25 X 25 metros, y sus valores reales conocidos a posteriori, tras el control de leyes, a malla 6,25 X 6,25.

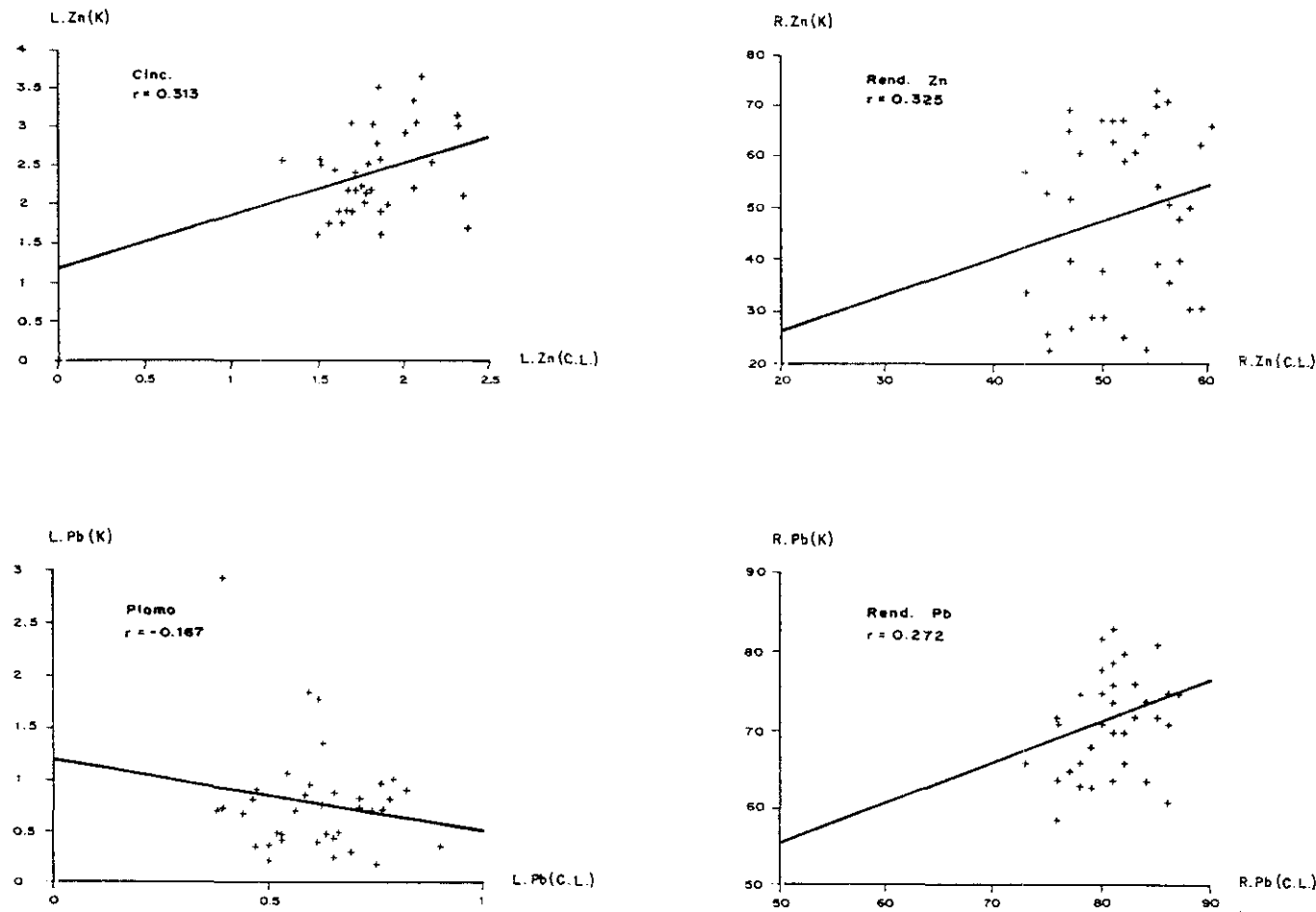


Figura 6.9 Proyecto inicial de *Sultana*: Muestra de la mala correlación entre las estimaciones del krigeaje y los datos del control de leyes.

Según se muestra en la tabla 6.3, el modelo inicial subestima claramente las leyes, en tanto que sobreestima los rendimientos metal. Esta comparación se ha llevado a cabo, sobre tres bancos de la corta, que era lo explotado hasta la fecha, tomándose en ellos los bloques definidos en el proyecto inicial como mineral, en relación a un role de corte de 1. Cada bloque representa 12.000 toneladas, de modo que el tonelaje implicado en la comparación es bastante considerable.

Tabla 6.3 Comparación krigaje inicial, con los resultados del Control de Leyes

	Krigeaje 25 x 25	C. de Leyes malla 12.5x12.5	Krigeaje 25 x 25	C. de Leyes malla 6.25x6.25
Nº bloques	53	212	29	464
Ley Pb	0.54	0.69	0.62	0.60
Ley Zn	1.74	2.21	1.86	2.56
Rend.Pb	79.98	72.34	80.01	72.60
Rend.Zn	50.47	44.98	52.55	39.11

La comparación se ha hecho a dos niveles de referencia: sobre una zona amplia, con una malla de c.de l. abierta (12,5 x 12,5), y sobre otra, más reducida, con una malla cerrada (6,25 x 6,25). Las conclusiones que se desprenden de la comparación, son similares en ambos casos.

Como resumen de este apartado es de señalar, que cuando un modelo numérico no está correctamente adaptado a la realidad geológica del yacimiento, como ocurrió con este primer modelo de *Sultana*, los resultados pueden ser desastrosos, no importa la sofisticación matemática del mismo.

6.5.7.2 - Utilización de los datos de preexplotación, para la obtención de variogramas

La gran cantidad de información generada, a raíz de la puesta en explotación de la cantera *Sultana* y, hasta la realización del nuevo proyecto (entre 1985 y 1987), por los

sondeos de control de leyes, nos ha suministrado una excelente base, para la revisión del modelo geomatemático inicial.

Los 543 sondeos de control de leyes, efectuados en esta zona, a malla 12,5 x 12,5, y que suponen un total de 22.584 metros, han permitido conocer la estructura de la mineralización a pequeña escala.

Estriando por códigos geológicos, hemos seleccionado para el análisis estructural 14.160 metros en Mioceno y 6.624 en esquistos Paleozoicos, repartidos en 1.770 y 828 tramos regularizados de 8 metros, respectivamente. Ambas series de datos nos han permitido establecer los variogramas correspondientes.

A partir de esa información, los variogramas se han obtenido, banco a banco, en diferentes direcciones, habiéndose utilizado para el ajuste, el variograma medio de cada dirección.

Las direcciones estudiadas fueron:

52,70	grados,	dirección	<i>cortes de Números</i>
-47,30	"	,	" <i>cortes de Letras</i>
2,70	"	,	" <i>primera diagonal</i>
102,70	"	,	" <i>segunda diagonal</i>

Estas direcciones, referidas a la malla de sondeos, tienen un importante sentido geológico: La dirección *cortes de Letras*, es paralela a la dirección principal de fracturación: N.130° (falla *El Bosque*), siendo la dirección *cortes de Números*, perpendicular a las fallas.

Por puro criterio geológico, cabía esperar que estas fueran direcciones de mínima y máxima variabilidad respectivamente, como se comprobará a continuación.

Variogramas sulfuros Mioceno

Los modelos de variograma ajustados han sido (ver figura 6.10):

Ley Pb

Efecto de pepita: 0.07

Estructura	Meseta	Alcance	Coef. Anisotropía	
			en X	en Y
-----	-----	-----	----	----
Esférica	0.083	25	1	1
Esférica	0.096	120	1	2.4
-----	-----	-----	----	----

Ley Zn

Efecto de pepita: 0.35

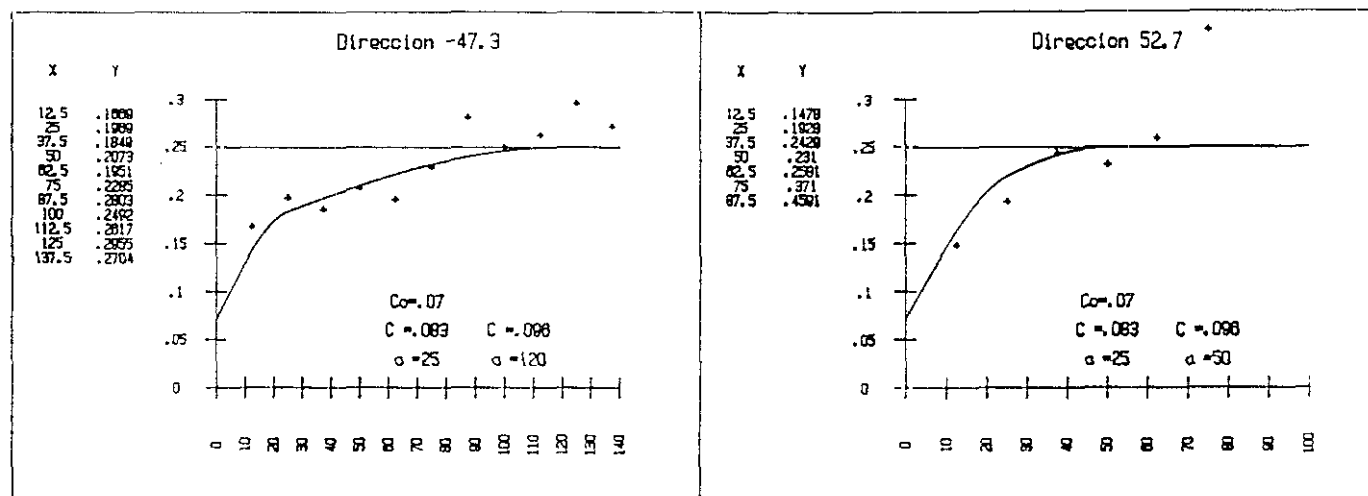
Estructura	Meseta	Alcance	Coef. Anisotropía	
			en X	en Y
-----	-----	-----	----	----
Esférica	0.450	27	1	1
Esférica	0.500	160	1	4
-----	-----	-----	----	----

Para las dos leyes, se tienen dos estructuras *esféricas*, *superpuestas*.

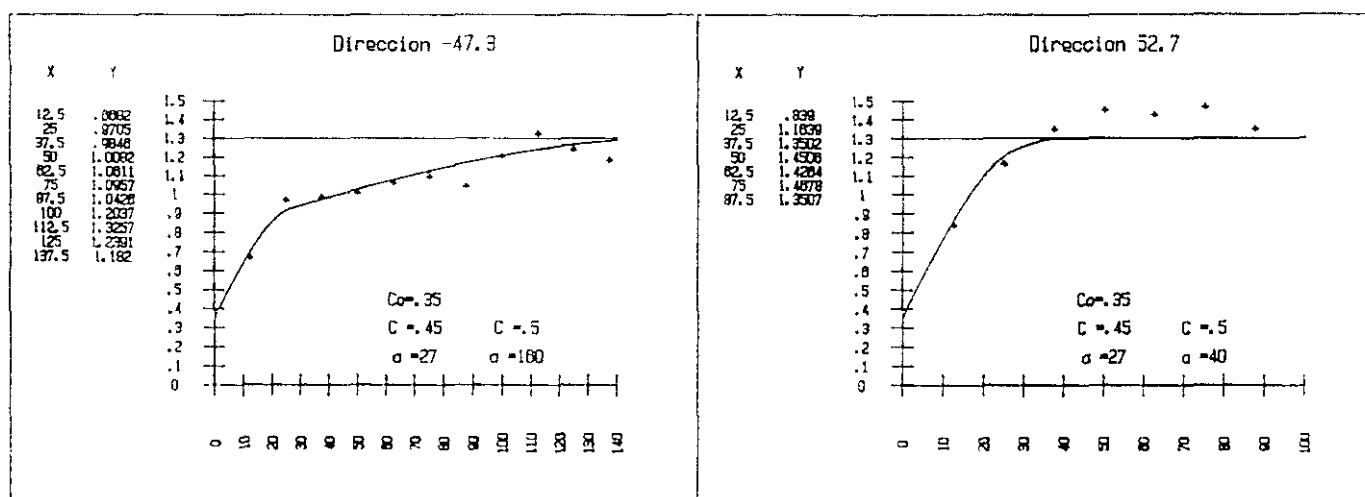
La primera es isótropa, y representa la variación de las leyes a pequeña escala (alcances de 25 metros para el Pb y de 27 metros para el Zn). El *efecto de pepita* representa respectivamente el 28% y 27% de las varianzas.

La segunda estructura es anisótropa, con una relación de alcances, en las direcciones X e Y (cortes de Letras y cortes de Números) de 1/2,4 para el Pb y de 1/4 para el Zn; esto es, alcances de 120 m y 50 m para el Pb y de 160 m y 40 m para el Zn.

Estos variogramas han puesto de manifiesto, la existencia de una *anisotropía geométrica espacial*, en el comportamiento de las leyes y, en mayor cuantía, para la ley en Zn. Esta conclusión es plenamente coherente con las hipótesis geológicas sobre la estructura de la mineralización, con un fuerte control estructural, formada por cuerpos alargados en sentido paralelo a la falla *El Bosque*, que habría jugado un papel importante en la distribución espacial de los metales.



Variogramas ley Pb.



Variogramas ley Zn.

Figura 6.10, A y B Cantera *Sultana* - Variogramas de la mineralización en Mioceno, leyes Pb(A), y leyes Zn (B).

Los variogramas según las diagonales, nos han ayudado a definir las *elipses de alcances* (figura 6.11).

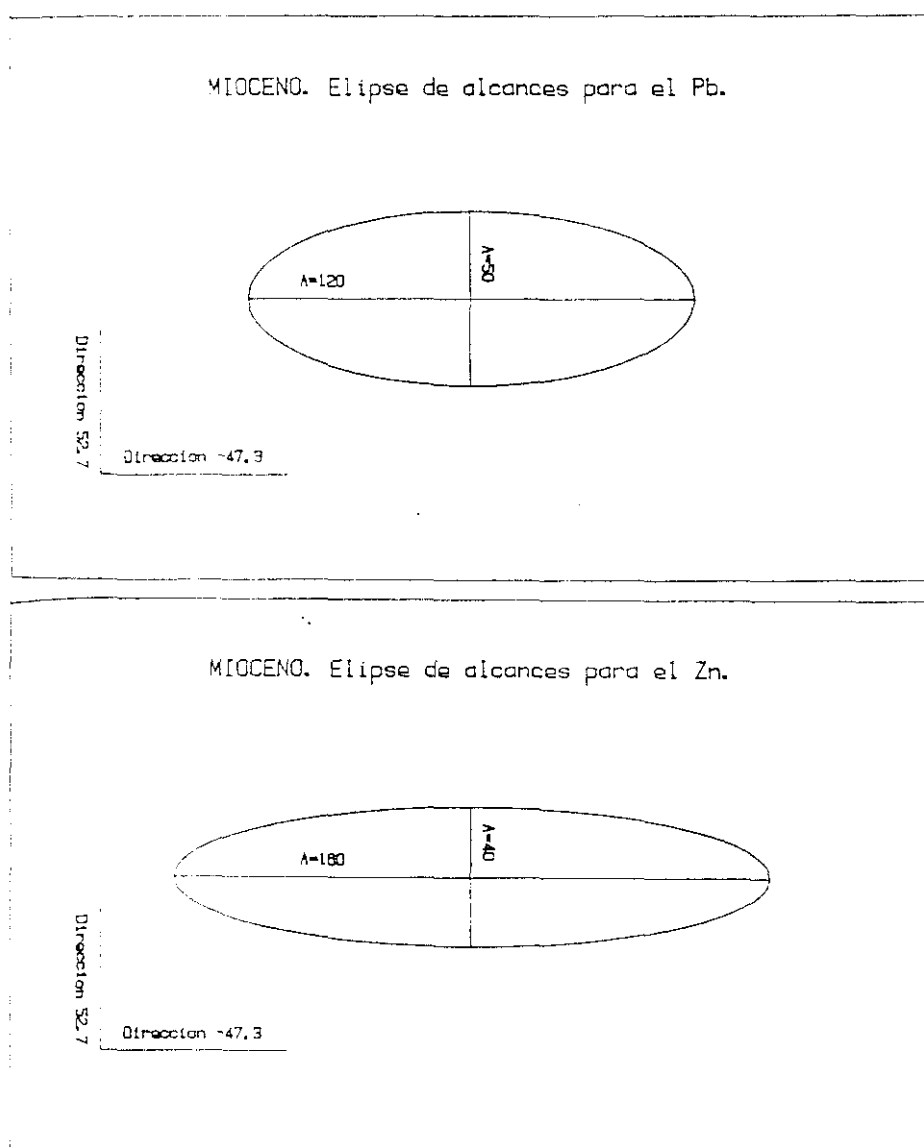


Figura 6.11. A y B Elipse de alcances para el Zn (A) y para el Pb (B). El eje mayor de la elipse, responde a la dirección de las fallas.

Para los rendimientos metal, se ha realizado también la correspondiente variografía. Sólomente se encontró una estructura bien definida, en el caso del rendimiento Zn, que presenta una anisotropía del mismo sentido, que en el caso de las leyes. Los alcances fueron de 30 metros, en la dirección "cortes de números" y de 105, en la dirección "cortes de letras".

Dado que los ensayos de flotación están centrados sobre las zonas de leyes significativas, hay lagunas de información, que pueden enmascarar la estructura real. Esto influye más, especialmente en el rendimiento Pb.

Variogramas mineralización en el Paleozoico.

Los variogramas obtenidos, dan estructuras mal definidas, con componentes aleatorias dominantes, en las dos direcciones consideradas.

En cualquier caso, las estructuras son netamente diferentes a las encontradas en el Mioceno. No obstante, también aquí se puede observar una cierta anisotropía, homóloga a la ya citada: Mayores alcances en la dirección "cortes de letras" (figura 6.12). Esto nos confirma, tanto la validez de las hipótesis geológicas, como el criterio de discriminación de códigos geológicos empleado.

Dada la poca consistencia de esta estructura, y lo limitado de los alcances respecto de la malla de investigación, no pareció aconsejable la estimación por krigeaje, de este tipo de mineralización, por presumirse de antemano que sería muy poco fiable.

Los modelos de variograma ajustados han sido:

Lev Pb

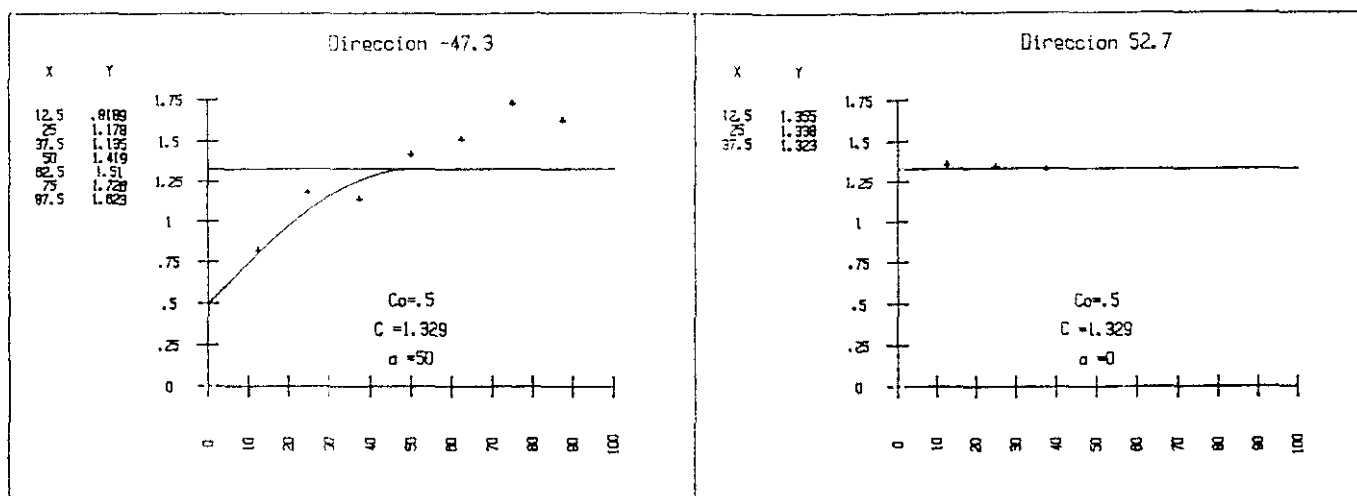
Efecto de pepita: 0.10

Estructura	Meseta	Alcance	Coef. Anisotropía	
			en X	en Y
-----	-----	-----	----	----
Esférica	0.025	15	1	
Esférica	0.046	75	1	2.1
-----	-----	-----	----	----

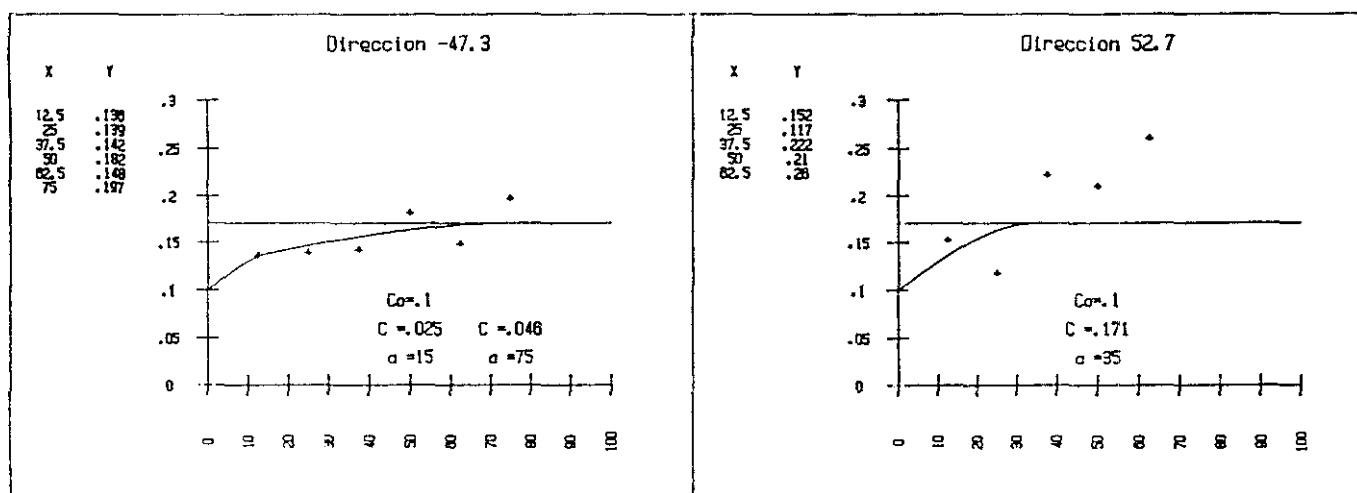
Lev Zn

Efecto de pepita: 0.50

Estructura	Meseta	Alcance	Coef. Anisotropía	
			en X	en Y
-----	-----	-----	----	----
Esférica	0.829	50	1	
-----	-----	-----	----	----



Variogramas ley Zn.



Variogramas ley Pb.

Figura 6.12 Variogramas de la mineralización en Paleozoico

Variogramas mineralización de Brecha

Aquí, la información de base, han sido los datos de la malla de investigación, por falta de datos de control de leyes, representativos de este tipo de mineral, que no aparecía en la zona previamente explotada.

Los variogramas obtenidos, están mal estructurados, como consecuencia de disponer de un número insuficiente de datos: 23 sondeos de malla 50 x 50 m.

En este caso, además del de las leyes, se ha determinado el variograma del espesor mineralizado de la brecha. Estos variogramas fueron determinados en el plano del buzamiento, para lo cual se abatió el plano de la brecha, mediante un giro de 45 grados (buzamiento medio de este cuerpo mineralizado), sobre la horizontal. Los alcances, sobre dicho plano abatido, fueron de 175 metros para la potencia y de 75 para las leyes en Pb y Zn.

6.5.8 - Elección del sistema y condiciones de la interpolación

A partir del análisis estructural precedente, se decidió la adopción del método de interpolación por krigeaje, para las variables *ley Pb* y *ley Zn* de la mineralización en el Mioceno (códigos 2 y 3). Las variables *rendimientos metal Pb* y *Zn*, cuyas estructuras se consideran poco consolidadas, deben ser interpoladas por otro sistema, concretamente, el de Inversos de Cuadrados de las Distancias (I.C.D.). En la tabla 6.4, se sintetizan las variantes de interpolación adoptadas.

Tabla 6.4 Sistemas de interpolación adoptados para la mineralización del Mioceno

Elementos	Sistema de interpolación de leyes	Sistema de interpolación de rendimientos
Pb	Krigeaje	I.C.D.
Zn	Krigeaje	I.C.D.
Ag	Función de la ley Pb	Función del ρ_{Pb}
S	Valor medio	Valor medio

Para las mineralizaciones en el Paleozoico, que como se ha visto presentan una componente aleatoria predominante, no se consideró adecuado el método del krigeaje.

La experiencia directa, habida en la explotación de este tipo de mineral, ha servido para apoyar esta decisión y adoptar un método de interpolación manual, con asignación de valores medios por zonas, basado en las tendencias morfológicas detectadas (control estructural).

En el caso de la mineralización de Brecha, se ha utilizado una doble vía: el krigeaje y la estimación morfológica. Contrastados ambos sistemas y sus resultados, se decidió adoptar el segundo de éstos.

6.5.9 - Modelización o construcción del modelo de bloques

El primer paso de este proceso será el dimensionamiento del bloque o módulo de estimación, a adoptar como elemento unitario para la modelización.

Dada la existencia de límites exteriores netos de la mineralización (fallas *Bosque* y *Diccionario*), la clara anisotropía de la misma, y la experiencia adquirida sobre el área explotada, se ha adoptado como módulo de estimación, el bloque 25 x 12,5 x 8 .

La dimensión 25 metros, es paralela a la dirección cortes de Letras (fallas principales), y la de 12,5, es normal a ella. La dimensión 8 mts. corresponde a la altura de banco prefijada. Con estos bloques, se consigue una óptima adaptación al modelo geológico.

El proceso de estimación debe concretarse en la realización de un modelo numérico del yacimiento, apoyado a su vez en un modelo morfológico previo.

6.5.9.1 - Modelo morfológico

El modelo geológico o morfológico, se elabora por integración de toda la información procedente de la campaña de sondeos, complementado en este caso por la información procedente del seguimiento de la explotación (levantamientos sistemáticos de frentes).

Este modelo se concreta en dos juegos de cortes verticales en correspondencia con la configuración de la malla de sondeos, *cortes de Letras* y *cortes de Números*, con un espaciado de 50 metros, y en un juego de secciones horizontales o *plantas*, con un espaciado

de 8 mts.(altura de banco elegida). Estos documentos gráficos, contienen la siguiente información:

- Los impactos o intersecciones de los sondeos con los correspondientes valores experimentales encontrados: Leyes y rendimientos metal.

- Las interfases o fronteras entre las distintas unidades geológicas; así como los límites entre zonas estériles y zonas mineralizadas, y entre zonas sanas y oxidadas, para cada una de las unidades consideradas. Es decir, los límites entre los distintos códigos geológicos anteriormente definidos.

- Los accidentes geológicos, que puedan haber jugado un papel importante en la génesis o evolución del yacimiento, principalmente las fallas, y en general, los contactos geológicos principales.

- La topografía.

- Otros detalles de interés, como especialmente, la presencia de minados.

6.5.9.2 - Modelo geométrico.

La creación del modelo geométrico consiste, como ya se describió en el capítulo 3, en una discretización (o división en bloques imaginarios) del volumen rocoso que engloba la mineralización en estudio.

Al trabajar bajo restricción litológica, cada especie va a ser tratada por separado. Por tanto, cada uno de los bloques de nuestro modelo, debe ir caracterizado por un código geológico, que indique la litología dominante en él. El sistema de códigos empleado es el mismo que se describió anteriormente.

Tomando como base el dimensionamiento de los bloques o módulos de estimación, como ha sido definido anteriormente, se elaboró una cuadrícula de bloques 25 x 12,5,

orientada según las direcciones de la malla y se hicieron 22 copias, tantas como plantas tenía el modelo geológico.

La codificación de cada bloque se llevó a cabo, superponiendo la cuadrícula correspondiente a cada nivel, con la planta geológica y con la planta que representa los impactos de los sondeos y sus datos ponderados.

En el caso de bloques dudosos (por encontrarse en la frontera entre dos unidades litológicas), la decisión se tomó consultando, además, los cortes verticales del modelo geológico, con el fin de poder aplicar criterios de dilución. En el caso más general, se adoptó el criterio de **litología dominante** para caracterizar el bloque.

Definición de la matriz de bloques

El resultado del proceso anterior es una red de:

65 filas de 12.5 metros.

50 columnas de 25 metros.

22 niveles que van desde el -21 hasta el +147.

Esto da un total de 71.500 bloques para el modelo completo, en cuyo interior se ubican los 6.027 bloques a estimar por krigeaje.

Estos 6.027 bloques, corresponden únicamente a las especies 2 y 3 (Mioceno pobre y Mioceno mineralizado), que constituyen la parte fundamental del yacimiento. Los bloques correspondientes al Paleozoico mineralizado y a la brecha de falla mineralizada, se estimaron por separado y utilizando métodos diferentes.

El resto de los bloques del modelo, no fueron objeto de estimación, por estar ubicados en zonas estériles u oxidadas y poseer un código excluyente.

Para facilitar los cálculos posteriores, y dado que la malla de sondeos (y, por tanto, el sistema de bloques) no está orientada paralelamente a ninguno de los sistemas de coordenadas habituales, se decidió afectar a todos los datos de un cambio de ejes.

Se tomaron como nuevos ejes, los correspondientes al sistema de bloques. Esto supone una translación a un nuevo origen, cuyas coordenadas, expresadas en el sistema Lambert son:

$$X_o = 851.578$$

$$Y_o = 339.998$$

y un giro de $-47,3$ grados centesimales.

En función del nuevo sistema de referencia, se introdujo en el ordenador la matriz de bloques (banco por banco) por medio de sus coordenadas locales. Queda así constituido el fichero de bloques del yacimiento.

6.5.9.3 - Modelo numérico

Según ya definíamos en el capítulo 3, llamamos modelo numérico a la matriz de bloques estimados, es decir, cuyos parámetros han sido calculados (en función de los de los sondeos) por un método de interpolación, sea el krigeaje u otros.

6.5.9.3.1 - *Estimación de los sulfuros Mioceno.*

Como ya indicábamos más arriba, las mineralizaciones contenidas en el Mioceno, se han interpolado mediante krigeaje.

Como paso previo a la estimación de las leyes de los bloques, se ha determinado la *vecindad de krigeaje*, esto es, el número de datos que intervendrán en la estimación y su situación espacial con respecto al bloque. Para esto se ha construido el programa **PRUKRI** que, de modo interactivo, permite resolver el krigeaje de un bloque, del tamaño y la forma elegidos, según distintas *vecindades de krigeaje*.

Como criterios de selección de la vecindad, se dispone del factor de ponderación de cada dato y del error de estimación del bloque. El programa tiene en cuenta las anisotropías geométricas detectadas por los variogramas.

La vecindad de krigeaje se ha definido geométricamente por una elipse de semiejes

160 y 40 metros en X e Y, centrada en el bloque a estimar. Esta elipse coincide con la de alcances de los variogramas de ley Zn.

En el interior de esta elipse, se sitúan los sondeos que deben intervenir en la estimación de ese bloque, con un mínimo de 2 y un máximo de 6. En el caso de que existiesen más de 6 sondeos, se seleccionan aquellos 6 que presentan mayor covarianza con el bloque estimado. Esta decisión se tomó tras comprobar que una vecindad de más de 6 datos, ocasionaba una homogeneización de las leyes de los bloques, en desacuerdo con los conocimientos geológicos. En el caso de existir menos de 2 sondeos interiores a la elipse, se renuncia al krigeaje del bloque.

En la figura 6.13, se muestra la vecindad de krigeaje para los dos posibles tipos de bloque (en cuanto a su posición relativa a la malla).

El krigeaje se ha realizado en dos dimensiones, de forma que los estimadores de cada bloque se sitúan en el mismo banco que éste.

Como se ha señalado anteriormente, se ha trabajado bajo **restricción geológica**; para la interpolación de los bloques de sulfuros diseminados en Mioceno, sólo han intervenido los tramos con código dominante de Mioceno (2 y 3), excluyéndose los demás valores, que aún hallándose dentro de la elipse de alcances, correspondían a otros códigos y podrían introducir serias distorsiones en la estimación.

Finalmente, han sido estimados por krigeaje un total de **6.027** bloques.

Los errores de estimación, bloque a bloque, expresados mediante la *varianza de krigeaje*, son altos, con un valor medio de $\sigma^2_k \text{ Pb} = 0.126$ y de $\sigma^2_k \text{ Zn} = 0.689$. En términos relativos a las medias estimadas ($Z^* \text{ Pb} = 0.58$) y $Z^* \text{ Zn} = 1.75$), dichos errores, suponen el 61 % y el 47 % respectivamente (coeficiente de variación).

La fracción de yacimiento estimada por krigeaje, representa **39.929** kilotoneladas, supuesta una densidad de 2,65 t/m³, con una cantidad de metal contenido de **188.445** t. de Pb y de **595.670** t. de Zn.

Para la estimación del rendimiento metal Pb y Zn, para cada uno de los bloques, se ha empleado el método del I.C.D. como se ha señalado anteriormente, tomando como estimadores, los tramos de los sondeos interiores a la elipse de alcances, con lo cual se tiene

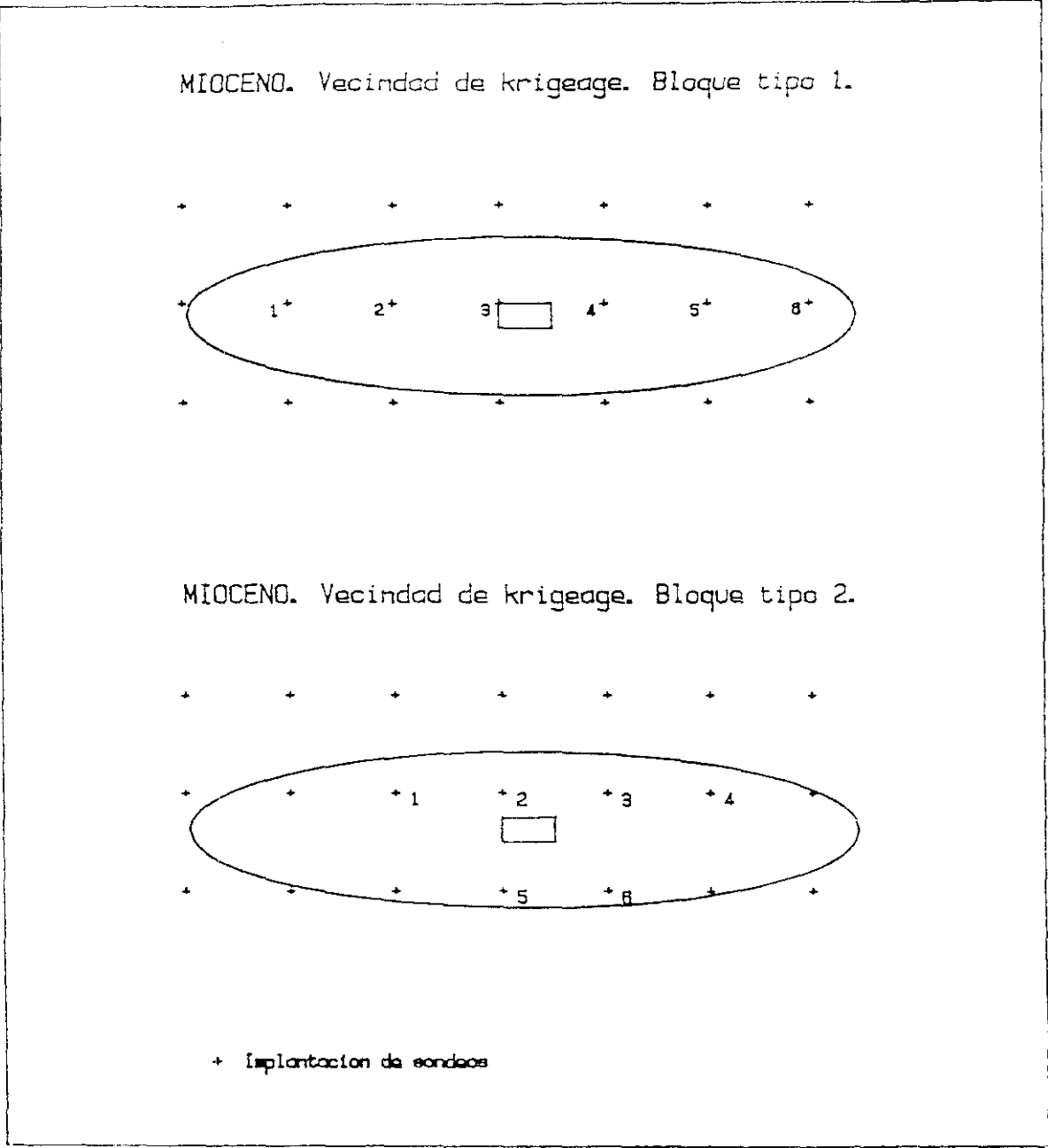


Figura 6.13 Configuración geométrica del krigeaje, o sondeos que intervienen en la estimación de los bloques.

en cuenta el efecto de anisotropía.

En la figura 6.14, se muestra un aspecto del modelo numérico. Corresponde al sector occidental de una planta, y en ella se observa, cómo se adapta el modelo a la falla *El Bosque*, y la exclusión de las zonas oxidadas.

Figura 6.14 Modelo numerico de *Sultana*. Aspecto de una planta, con indicación de los valores estimados, de leyes y rendimientos, para cada bloque. (Chica, Gallego, García, y Manteca, 1988)

La morfología casi tabular de esta mineralización, con un buzamiento aproximado de 45 grados, ha aconsejado el abatimiento de los datos al plano horizontal. Sobre el nuevo plano de referencia de la información, se ha construido un modelo geométrico de la brecha, de malla 25 x 25 m. Las variables potencia, ley en Pb y ley en Zn, han sido estimadas por krigeaje, sobre estos bloques, lo que ha conducido a una primera valoración del mineral existente.

No obstante, las condiciones en las que se hizo este krigeaje, indicaban a priori, una sobre-estimación de los resultados, debida a la no regularización previa de los datos de sondeos, sobre un soporte fijo. Por tanto, los valores estimados estarían alejados de las leyes reales de explotación. Consecuentemente, se adoptó un **método morfológico**, basado en la **regularización de los contornos** de la brecha (en su posición real) y teniendo presente la

correspondiente **tasa de dilución**, para bancos de 8 m de altura.

6.5.9.3.3 - Estimación del mineral en el Paleozoico

La mineralización, en forma de reticulaciones o relleno de fisuras, está distribuida muy irregularmente, dentro de los esquistos del substratum, o de "Muro", donde constituye pequeñas masas muy dispersas, alargadas en el sentido de la fracturación.

El conocimiento adquirido sobre este tipo de mineral, en el área explotada, nos hizo desistir del empleo de cualquiera de los métodos clásicos de extensión de las leyes de sondeos a bloques.

El método de estimación adoptado, ha consistido en contabilizar el número de impactos positivos en cada banco y afectar a cada uno de ellos, un volumen de influencia de 8.000 m³, aproximadamente.

Este volumen de influencia, se determinó a partir de la relación existente entre el mineral real, encontrado en la zona de Muro explotada, que corresponde al llamado "vaso Este", y el número de impactos positivos de sondeos, de la malla de investigación, situados en la misma zona.

Estos sondeos afectaban a 6 plantas (67 a 107). En la tabla 6.5 se muestra la relación entre el número de impactos positivos de sondeos, y el correspondiente mineral, evidenciado tras el control de leyes.

Por otra parte, la ubicación exacta de este área de influencia ligada a cada impacto mineralizado, resulta imposible con la malla 50 x 50. Por tanto, supondremos que el mineral, se encuentra repartido en varias masas o "patatas" de tendencia alargada, en el sentido de la fracturación, y pequeño tamaño, en torno al sondeo de investigación positivo.

Tabla 6.5 Mineralización filoniana en el Paleozoico. Relación entre el n° de impactos de sondeo positivos, y el correspondiente mineral, evidenciado por el control de leyes.

VASO ESTE - MINERAL EN EL PALEOZOICO("MURO")								
NIVEL	CONTROL DE LEYES (Malla 12.5 X 12.5)					INVESTIGACION (Malla 50 X 50)		
	Tons.	LPb	LZn	RPb	RZn	Impactos	LPb	LZn
107	44000	0.68	2.85	77.5	67.5	3	0.46	2.65
99	84000	0.76	3.04	76.0	60.5	4	1.17	4.99
91	74000	0.71	2.56	80.8	56.8	3	0.66	2.55
83	61000	0.89	2.13	80.0	70.0	2	0.71	2.71
75	47000	0.76	2.39	79.8	74.8	2	0.68	3.48
67	27000	0.73	2.38	86.0	78.0	1	0.57	2.00
TOTAL	337000	0.76	2.60	79.3	65.2	15	0.76	3.33
	x 0.95	0.72	2.47					

A efectos del diseño de corta, dado que la ubicación exacta queda indeterminada, tomaremos como criterio general, que una superficie elíptica (con relación de ejes 4 : 1) y de al menos 2.500 m² (rodeando al sondeo positivo), quede incluida en el diseño, para contabilizar el volumen de influencia de éste en la cubicación. De todas formas, el modelo geológico, nos va marcando en cada caso las pautas de diseño a seguir.

La imprecisión sobre la situación exacta de las "patatas" mineralizadas en el Paleozoico, nos ha obligado a ser conservadores en el diseño, ciñéndonos a seleccionar aquellas, situadas en su parte superior, próximas al contacto basal mecánico del Mioceno, en donde la continuidad de la mineralización es mayor, y se han desestimado impactos positivos situados a más profundidad, para los que la implicación de estéril sería muy grande y multiplicaría el riesgo económico.

Como estimador de las leyes, se utilizaron las medias de las de pre-explotación, afectadas por un factor de dilución de 0,95, como se indica en la citada tabla 6.5, toda vez que la gran dispersión de las leyes de los sondeos de investigación, desaconseja su empleo para extenderlas a bloques o volúmenes.

6.6 - Test sobre zona explotada (Test Mina)

La comprobación de la bondad de los resultados del krigeaje, se ha llevado a cabo sobre dos sectores ya explotados del yacimiento, en los cuales se conocen las leyes "reales" obtenidas : "Vaso Oeste" y "Vaso Este". Tabla 6.6 .

Tabla 6.6 Test mina, o test de validación del krigeaje sobre una zona explotada.

NIVEL		KRIGEAGE		CONTROL LEYES		DATOS LAVADERO	
		Tons.	Ley Pb " Zn	Tons.	Ley Pb " Zn	Tons.	Ley Pb " Zn
V. O E S T E	139	53.000	0.70 2.35	125.000	1.07 2.33		
	131	119.000	0.77 2.08	115.000	0.87 2.44		
	123	53.000	0.82 2.19	104.000	1.01 2.58		
	Total	205.000	0.77 2.15	344.000	0.99 2.45	455.000	0.85 2.20
V. E S T E	115	104.000	0.74 2.47	70.000	0.77 2.43		
	107	195.000	0.65 2.76	120.000	0.85 2.62		
	99	110.000	0.53 3.02	117.000	0.75 3.03		
	Total	409.000	0.64 2.76	307.000	0.79 2.73	325.000	0.69 2.46
TOTAL O+E		614.000	0.68 2.56	651.000	0.90 2.58	780.000	0.78 2.31

En términos generales, se ha visto que el krigeaje reproduce, al menos globalmente, la morfología de la mineralización, aunque se dan diferencias locales de sobre o subestimación, no de las leyes medias (prácticamente coincidentes) sino del mineral recuperable.

Este efecto era de esperar, pues la estimación se hizo con la malla de investigación 50 x 50 metros, claramente grande en relación al tamaño del bloque de 25 x 12,50.

De todas formas, esta comprobación local, ha puesto de manifiesto lo acertado de la elección del bloque rectangular y de la anisotropía para la estimación.

En concreto, los resultados mejoran sensiblemente los obtenidos en la estimación inicial de este yacimiento, con bloques 25 x 25 x 8 m³ (proyecto 1.984).

Hecho el correspondiente balance de metales, a partir de la tabla precedente, se manifiesta la existencia de una **subestimación** del modelo, frente a la realidad. Refiriéndonos al Zn, como metal más importante, esta subestimación es del 13%.

Si comparamos las previsiones del krigeaje, con los datos del control de leyes comprobamos el efecto de mejora de la recuperación de reservas, por la reducción del tamaño de bloque (a 12,5 x 6,25) y la mayor densidad de información disponible, lo que redunda en una selectividad más eficaz.

El hecho de que aumente también el tonelaje de *todo uno*, lo que en principio es atípico, tiene una sencilla explicación, y es que en el modelo numérico, como ya se reseñó, hay bloques sin estimar por insuficiente información, ya que para el krigeaje de todo bloque, adoptamos la restricción de que hubiera al menos dos sondeos dentro de la elipse de alcances. Estos bloques se contabilizan aparte en la categoría de mineral *probable*. Lo que ha ocurrido por tanto es que ese mineral probable, tras la adquisición de la información del control de leyes, ha pasado a la categoría de mineral *a la vista* o seguro.

Considerando que la zona objeto del test, representa un 6% en volumen frente al total mineralizado, y que, en todo caso, la desviación observada va en el sentido **conservador**, se da por satisfactorio el modelo de estimación adoptado.

6.7 - Recursos totales

En la figura 6.15, se presentan las curvas *tonelaje/role* para la totalidad de los recursos de mineral en el Mioceno, y para los incluidos dentro de los límites del diseño.

Para los otros tipos de mineral (Brecha y Muro), asimilamos los términos de Recursos y Reservas, remitiéndonos a las tablas de cubicación correspondientes.

6.8 - Determinación del Parámetro de Corte (Role de Corte)

El establecimiento de un criterio económico de selección, concretado en un parámetro de corte, es un paso previo indispensable para la ejecución del diseño de corta.

Para el caso de un depósito polimetálico y de características mineralógicas variables, como el que nos ocupa, cada porción o bloque del mismo, vendrá definido por un valor dado de cada uno de los parámetros (leyes y rendimientos metal).

Concretamente, serán ocho las variables que influyen sobre el valor del bloque: **Pb%, Zn%, Ag g/t, S%, RPb%, RZn%, RAg% y RS%.**

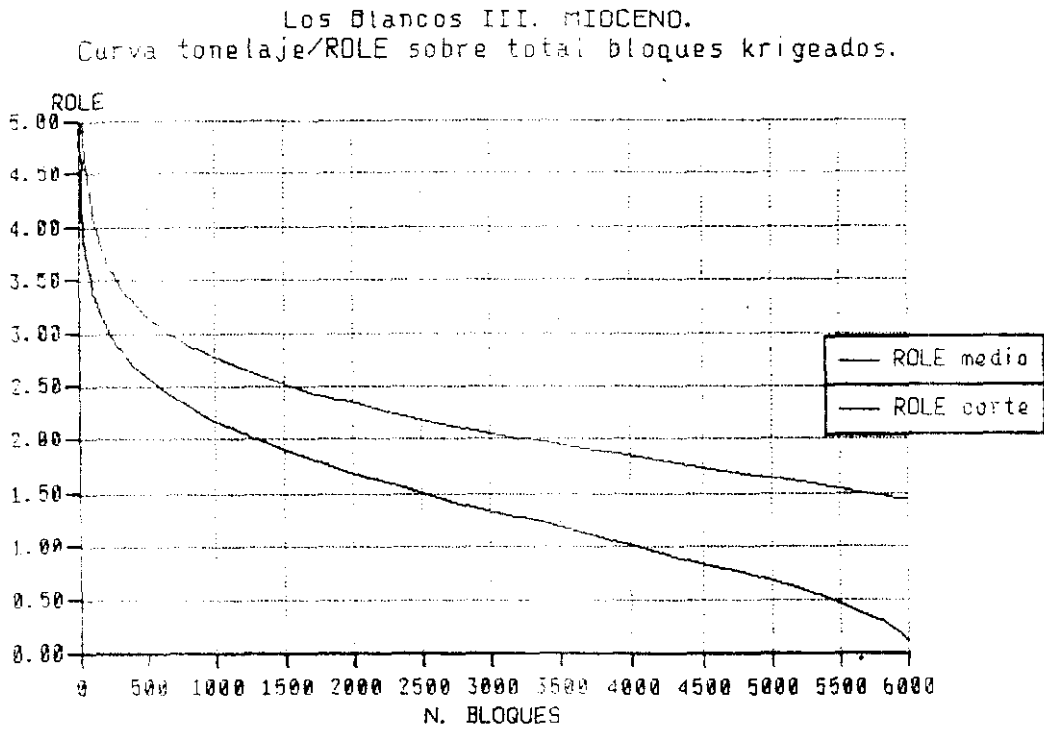
Para poder realizar una selección de bloques, en función de su valor económico, de una forma operativa, se hace indispensable crear un parámetro único de ese valor. Tal parámetro, como ya se describió en el capítulo 2.3, es el *role*.

$$\text{Role} = K(i/\text{Pb}) \times L_i \times R_i \quad (i = \text{Pb}, \text{Zn}, \text{Ag}, \text{S})$$

$$K(i/\text{Pb}) = \text{Cte. de equivalencia elemento } i/\text{Pb}.$$

En este caso, vemos que el *role*, es la ley Pb equivalente recuperable. El valor del *punto role* (V.p.r.) equivale por tanto al valor del punto Pb.

Todo criterio de selección debe conducirnos a determinar, sobre nuestro modelo



Los Blancos III. MIOCENO.
Curva TONELAJE/ROLE sobre bloques krigeados dentro de proyecto.

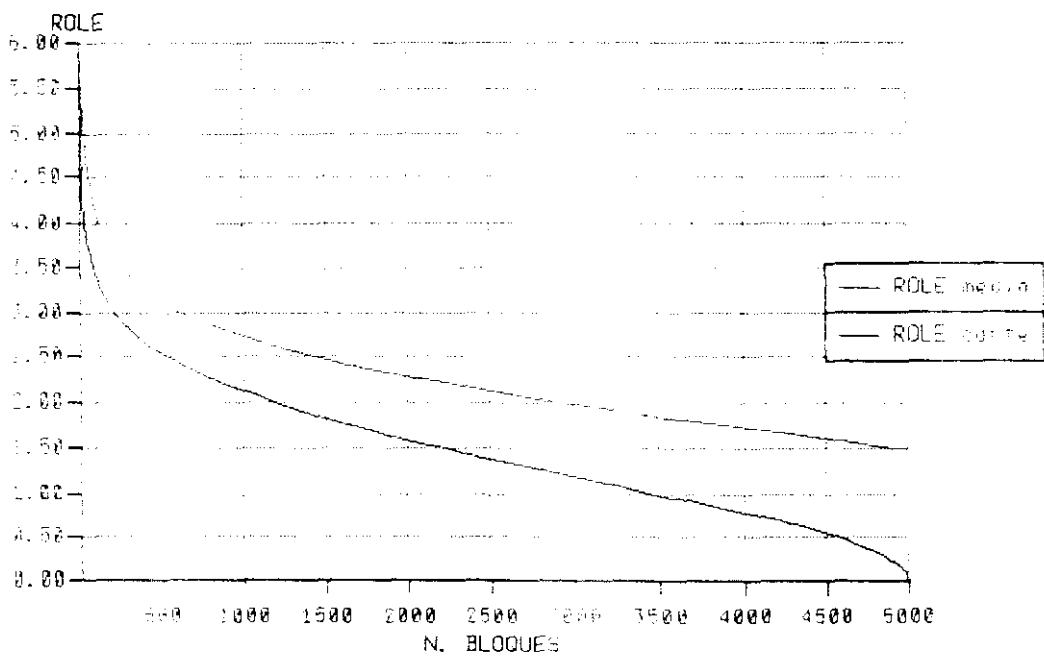


Fig. 6.15 Mineralización en el Mioceno: curvas tonelaje/role de corte y tonelaje/role medio.

tridimensional, aquel conjunto de bloques cuya explotación es viable económicamente. Esto es, cuyo valor metal recuperable sea mayor que sus costes de extracción y tratamiento.

Esta selección, la haremos respecto al parámetro que exprese la relación entre valor y costes. Se define así el role de corte:

$$\text{Role de corte} = P.\text{coste} / \text{Valor punto role}$$

Cálculo del role de corte:

Precio de coste

Se calculó el precio de coste, en base a los costes medios de 1987 del centro minero de Peñarroya en La Unión, y a las características de la planta de tratamiento disponible, corregidos en aquellos capítulos donde, dadas las características de la zona en estudio, cabía esperar razonablemente una modificación.

Sin entrar en los detalles del cálculo, los valores resultantes unitarios (pts/ton) fueron:

Coste estéril : 60
Ratio E/M aproximada: 7
Coste mineral : 245
Coste lavadero : 400
Gastos generales
por ton.mineral : 223

De donde el precio de coste del mineral T_1 : $(60 \times 7) + 245 + 400 + 223 = 1.288$ pts/t.

Precio de coste del mineral marginal T_2 : 549 pts/t, cuyo desglose es el siguiente:

Coste residual del mineral
(Tpte.Lav. y Dosificación) : 149
Coste Lavadero : 400

Cotizaciones

Las cotizaciones, gastos de tratamiento y de transporte, deducciones, etc. que se han considerado, son los que figuran en la tabla siguiente (tabla 6.7):

Tabla 6.7 Cotizaciones de los metales y cálculo del valor de los concentrados.

	Zn	Pb	Ag	PIRITA
Cotizaciones	920 \$/t	450 \$/t	5,5 \$/Oz	2790 Pts/t
Gastos trat ^o	158 "	130 "	8,0 \$/Kg	-
Deducción	-	-	50 g/t	-
G.Tpte.conc.	315 Pts/t	525 Pts/t	-	290 Pts/t
Ley conc.	50 %	62 %	683 g/t	46 %
V/t de conc.	33.785 Pts	20.408 Pts	16.565 Pts por t galena	2.500 Pts
V/punto role	675.7 Pts	596.34 Pts		54.35 Pts
Cte. eq. Pb	1.133	1.00		0.0911

A partir de los valores expuestos, se procede a establecer el role de corte:

Role de corte del T_1 :

$$1.288 / 596,34 = 2,1598; \text{ se toma el } 2\%$$

Role de corte del T_2 :

$$549 / 596,34 = 0,9203; \text{ se toma el } 1\%$$

Así se determinaron los parámetros de corte iniciales, utilizados para el diseño de corta (*role de corte de diseño*).

Posteriormente, a efectos de optimizar la selección de bloques interiores al diseño, se define un nuevo role de corte (*role de corte operacional*). Este fue de 1,50 para el T_1 y de 1,10 para el T_2 , con arreglo a lo cual será establecido el definitivo balance de reservas.

6.9 - Diseño de corta.

Las condiciones previas de diseño fijadas fueron:

- Altura de bancos 4 metros en la zona Norte (zona *Buen Consejo*, de mineralización tipo Manto) y 8 metros en el resto (zona de *Sultana*).
- Límite Oeste de la corta adaptado al trazado de la falla de *El Bosque*, de forma que quede siempre a muro de la misma.
- Talud general de 45 grados, a falta del oportuno estudio de mecánica de rocas .

El diseño de la fosa a extraer, se elaboró en dos partes, separando la mineralización tipo *manto* de las demás. Como se indica arriba, se han previsto alturas de banco diferentes para las dos zonas.

Una vez concluida la estimación por krigeaje, de los 6.027 bloques del modelo, se procedió a trazar, con ayuda de un plotter, un juego completo de plantas representando la red de bloques.

En cada uno de ellos, figuran sus leyes en Pb y Zn y sus rendimientos metal. Se emplearon distintos colores, para diferenciar los bloques de T1 ($\text{role} > 2$), de T2 ($\text{role} > 1$), y de estéril . Sobre estas plantas se dibujaron los bloques que contienen la Brecha mineralizada y aquellos que contienen un impacto positivo en Muro.

A partir de estas plantas y de la topografía (actualizada a 1 de Agosto del 87), se estaba ya en disposición de elaborar el diseño de la fosa.

Aparte de algunos tanteos previos, tendentes a buscar la zona más conveniente para el inicio de la explotación y a asegurar un cierto tonelaje de partida, el primer diseño elaborado fue el "*diseño máximo*". Llamando diseño máximo a la fosa que permite extraer la práctica totalidad de los recursos.

La búsqueda del diseño definitivo u "*óptimo*", se hizo partiendo del diseño máximo, eliminando aquellas zonas que aportaban un ratio E/M relativo excesivamente

Los límites de la fosa fueron definidos por el T1 Mioceno y por el mineral de Brecha. El mineral de Muro, sólo fue incluido, cuando su proximidad al Mioceno permitía extraerlo sin aumentar prácticamente el tonelaje de estéril. Sólo se consideró el T2 que quedaba incluido en la fosa, en ningún caso se modificó ésta, para incorporar bloques de T2.

El diseño se elaboró de forma manual, con apoyo interactivo del ordenador: Una vez trazados los límites por plantas, éstos son digitalizados y una aplicación informática se encarga de la cubicación o cálculo de reservas contenidas en cada diseño.

El diseño comprende 35 niveles, entre el -5 y el 259. El mineral se reparte en 20 plantas, entre la -5 y la 147. Se ha dejado fuera el mineral de los bancos -13 y -21, por suponer una repercusión excesiva en estéril.

Según las densidades adoptadas, los tonelajes de las distintas categorías de material, dentro del diseño de corta, fueron los siguientes (tabla 6.8) :

Tabla 6.8 Categorías de material dentro del diseño de corta

TIPO MATERIAL	DENSIDAD t/m ³	TONELAJE
Mioceno mineralizado (T ₁)	2.65	14.621.700
Mioceno mineralizado (T ₂)	2.55	7.812.500
Brecha mineralizada	2.75	828.400
Paleozoico mineralizado	2.70	407.000
Estéril	2.50	68.943.200

El detalle de esta cubicación por tipos de mineral, se encuentra en la tabla 6.9. En la tabla 6.10 se muestra la cubicación del conjunto del mineral, separado en T₁ y T₂.

Por otra parte, el diseño correspondiente a la zona Norte (zona *Buen Consejo*), realizado anteriormente, suponía:

2.050.000 t de T1 tipo Manto

37.214.200 t de estéril

El mineral tipo Manto se reparte en 27 niveles de 4 metros de altura, que van desde el -17 hasta el 87.

En una fase final, dado que las dos fosas resultantes son secantes en los niveles superiores, se elaboró un diseño conjunto que denominamos *Los Blancos III*.

Este diseño conjunto supone:

17.907.100 t de T1

7.812.500 t de T2

106.157.400 t de estéril

En la figura 6.16 se muestra el diseño final elegido.

LOS BLANCOS III. MINERAL POR NIVELES DENTRO DEL DISEÑO.

MIOCENO (ROLE>2,00) $\delta = 2,65$											MURO $\delta = 2,7$	MIOCENO (2>ROLE>1,5) $\delta = 2,55$					TOTAL
NIVEL	Ton.	LPb	LZn	RPb	RZn	Ton.	LPb	LZn	RPb	RZn	Ton.	Ton.	LPb	LZn	RPb	RZn	Ton.
147	46.400	1,08	2,61	80,37	68,53							51.000	0,85	1,78	73,68	59,97	97.400
139	59.600	0,84	2,63	76,00	63,34							70.100	0,75	2,28	64,66	54,06	129.700
131	192.100	0,67	2,97	75,51	63,06	41.300	1,23	3,96	70,03	72,61		95.600	0,58	2,30	66,59	55,67	329.000
123	205.400	0,64	3,13	75,07	62,28	75.600	0,83	3,09	82,19	65,20		38.200	0,39	2,28	73,70	59,38	319.200
115	291.500	0,82	3,12	74,30	61,23	82.500	1,17	2,65	68,10	65,80		229.500	0,51	2,09	75,55	59,29	603.500
107	185.500	0,81	2,68	81,59	63,63	82.500	2,36	3,01	85,07	68,86	12.000	191.300	0,45	1,94	80,06	63,13	471.300
99	92.800	0,95	2,05	84,03	63,67	96.300	1,17	2,35	86,31	70,54	15.000	280.500	0,59	2,00	78,45	59,80	484.600
91	371.000	0,95	2,62	83,42	67,50	89.400	0,82	1,99	84,56	71,63		280.500	0,60	1,83	81,38	65,56	740.900
83	284.900	0,84	2,40	79,41	64,90	82.500	0,89	2,98	82,20	70,26	5.000	682.100	0,61	1,82	77,95	64,31	1.054.500
75	761.900	0,91	2,48	76,61	69,60	89.400	0,79	2,16	82,46	70,99	30.000	573.700	0,59	1,77	78,64	68,26	1.455.000
67	894.400	0,83	2,49	79,33	71,69	65.300	1,02	2,59	83,66	64,20	20.000	516.400	0,55	1,86	77,46	64,81	1.496.100
59	1.020.000	0,81	2,54	81,50	71,23	41.200	0,70	3,41	82,14	70,94	30.000	682.100	0,52	1,72	81,95	69,48	1.773.300
51	589.600	0,69	2,40	80,46	69,89	34.400	0,85	2,36	84,14	70,46	65.000	1.071.000	0,54	1,88	81,85	65,53	1.760.000
43	735.400	0,75	2,18	83,24	71,40	20.600	0,65	2,64	80,83	63,71	100.000	548.300	0,57	1,65	83,29	71,37	1.404.300
35	755.250	0,78	2,50	84,02	73,22	13.700	1,50	5,03	85,00	72,00	40.000	459.000	0,57	1,68	83,53	69,60	1.267.950
27	344.500	0,97	2,52	83,33	70,90	13.700	1,26	4,81	87,00	69,00	60.000	255.000	0,53	1,72	82,82	70,07	673.200
19	291.500	0,78	2,39	84,00	74,51							184.900	0,49	1,89	81,22	67,56	476.400
11	463.750	0,87	2,58	81,65	68,54							153.000	0,53	1,84	84,82	67,42	616.750
3	424.000	0,88	2,47	86,94	74,33						30.000	44.600	0,56	1,67	87,18	74,33	498.600
-5	205.400	1,69	4,40	86,55	75,95												205.400
TOTAL	8.214.900	0,84	2,57	81,33	69,90	828.400	1,10	2,76	81,52	68,98	407.000*	6.406.800	0,56	1,83	80,08	65,99	15.857.100**

(*) Leyes medias Muro: 0,72 / 2,47 / 79,30 / 65,20

(**) Leyes medias: 0,74 / 2,27 / 80,92 / 68,45

Tabla 6.9 Cubicación por niveles y tipos de mineral

Frentes a: 1-8-87															
NIVEL	T1					T2					D est= 2,50			ESTERIL	
	Toneladas	L Pb	L Zn	L S	L Ag	R Pb	R Zn	Toneladas	L Pb	L Zn	L S	L Ag	R Pb	R Zn	Toneladas
259	97.400	0,96	2,18		12,44	77,27	64,86								21.700
251	129.700	0,79	2,44		10,24	70,19	58,65								79.300
243	329.000	0,71	2,90		9,20	72,22	62,99								170.000
235	319.200	0,66	3,02		8,55	77,11	62,73								267.500
227	603.500	0,75	2,66		9,72	73,30	61,27								351.600
219	471.300	0,93	2,43		12,05	82,79	64,64								422.700
211	484.600	0,78	2,09		10,11	82,13	63,12								501.200
203	740.900	0,80	2,24		10,37	82,98	67,34								603.800
195	1.054.500	0,69	2,07		8,94	78,86	65,17								743.700
187	1.455.000	0,77	2,18		9,98	77,64	69,15								927.100
179	1.773.300	0,69	2,24		9,59	79,11	69,28								1.170.300
171	1.760.000	0,60	2,09		8,94	81,61	70,59								1.498.900
163	1.496.100	0,74	2,28		9,59	79,11	69,28								1.933.500
155	1.773.300	0,69	2,24		8,94	81,61	70,59								2.528.700
147	1.760.000	0,60	2,09		7,78	81,27	67,31								3.017.300
139	1.455.000	0,77	2,18		9,98	77,64	69,15								3.493.850
131	1.496.100	0,74	2,28		9,59	79,11	69,28								4.290.800
123	1.760.000	0,60	2,09		8,94	81,61	70,59								6.752.750
115	1.496.100	0,74	2,28		9,59	79,11	69,28								6.396.750
107	1.760.000	0,60	2,09		7,78	81,27	67,31								6.312.050
99	1.496.100	0,74	2,28		9,59	79,11	69,28								5.901.400
91	1.760.000	0,60	2,09		8,94	81,61	70,59								4.918.600
83	1.455.000	0,77	2,18		9,98	77,64	69,15								3.952.500
75	1.773.300	0,69	2,24		8,94	81,61	70,59								2.954.400
67	1.496.100	0,74	2,28		9,59	79,11	69,28								2.597.650
59	1.760.000	0,60	2,09		7,78	81,27	67,31								1.900.400
51	1.455.000	0,77	2,18		9,98	77,64	69,15								1.634.650
43	1.773.300	0,69	2,24		8,94	81,61	70,59								1.347.100
35	1.496.100	0,74	2,28		9,59	79,11	69,28								925.150
27	1.760.000	0,60	2,09		8,94	81,61	70,59								578.900
19	1.496.100	0,74	2,28		9,59	79,11	69,28								426.500
11	1.760.000	0,60	2,09		7,78	81,27	67,31								226.600
3	1.496.100	0,74	2,28		9,59	79,11	69,28								83.250
-5	205.400	1,69	4,40		21,90	86,55	75,95								12.600
Total	15.857.100	0,74	2,27	5,51	9,56	80,92	68,45	7.812.500	0,41	1,35	3,20	5,29	80,32	64,85	68.943.200
MODIF															

Tabla 6.10 Cubicación total de Sultana, para role de corte 1,5

**7 - CASO PRACTICO DE ESTIMACION DE
RESERVAS: MINA LA PARRILLA (CACERES)**

7 - CASO PRACTICO DE ESTIMACION DE RESERVAS:

MINA LA PARRILLA (CACERES)

7.1 - El Contexto Geológico

El yacimiento se sitúa en el término municipal de Miajadas (Cáceres), en el límite de las provincias de Cáceres y Badajoz . Corresponde a la zona Centro-Ibérica del macizo Hespérico.

El cuadro geológico general está suficientemente desarrollado en estudios anteriores (S.M.M. Peñarroya España 1971-74, Gumiel y Pineda 1981, IGME 1984-86, RIOIBEX 1985-86), Gallego, Manteca y Ovejero 1990). Por tanto, tan sólo describiré los aspectos principales, que pueden tener una repercusión en el control del reparto de la mineralización.

- El encajante de la mineralización está formado por dos unidades litológicas principales: grauwacas y pizarras (Precámbrico superior). Estas rocas fueron deformadas y fracturadas en varios grados por las orogenias pre-Hercínica, Hercínica y Alpina.

- La deformación principal de las rocas encajantes corresponde a un plegamiento isoclinal de plano axial subvertical (90° a $75-80^\circ$ S). Su dirección regional es NE-SW, pero en el área de la corta sufre precisamente una inflexión, según la dirección ENE-WSW a E-W. Esta torsión podría estar reflejando el paso de alguna estructura cizallante con una eventual relación en el emplazamiento del yacimiento, al igual que es conocido para algunos yacimientos W-Sn de tipología similar. Su localización y verificación podría permitir conocer ciertos controles estructurales en el reparto de la mineralización y la selección de

áreas nuevas de investigación.

- Una aureola de metamorfismo térmico de contacto sobre la formación pizarroso-grauwáquica, con mayor desarrollo en los tramos pizarrosos, indica la presencia en profundidad de un batolito hercínico, con cuyo emplazamiento es relacionado el origen del yacimiento.

7.1.1 - Estructuras mineralizadas. Control geológico de la distribución de leyes. Zonalidades.

Están presentes dos sistemas diferenciados, y localmente superpuestos, de estructuras mineralizadas, con un peso probablemente diferente en el reparto de las leyes:

Haces Filonianos (N 25° a N 42° E) y Corredor Crucero (N 85° E). (Gallego, Manteca y Ovejero, 1990).

- Sistema de haces filonianos:

Literalmente cientos de filoncillos subparalelos se observan en la corta, sin que pudiera apreciarse a primera vista una clara organización geométrica de los mismos. Sin embargo, un examen visual más detenido, muestra ya la presencia de uno de los haces sobre el que se ha configurado claramente el sector oriental de la corta. Ver figuras 7.1 y 7.2

Los filones, individualmente considerados, presentan salbandas netas, con una potencia media variable, de 4 a 10 cm, y una longitud también variable, alcanzando al menos los 75 metros de longitud. Presentan direcciones (N 10° a N 55° E) y buzamientos (45 a 80° SE dominante, localmente NW) conjugadas. Existen también varios filones sub-horizontales de salbandas netas y carácter tensional.

El estudio realizado, ha confirmado de hecho una estructuración de estos filones, en bandas o haces, con espacios interhaces, también atravesados por filoncillos pero con menor profusión.

Dentro de estos haces las leyes "altas" (superiores a 600 ppm de WO_3) se agrupan definiendo bandas o pasos bien individualizados, de una potencia de 10 a 30 metros, con pasos menores, del orden de 6 m.

Estos haces mineralizados, así definidos, (figuras 7.1 y 7.2, Plantas de Haces) han constituido la base para cubicación morfológica, reflejada en el conjunto de plantas .

La variografía de las leyes, confirma la existencia de una estructura dominante, según la dirección de los haces. (Ver apdo. 7.5).

Existe un cambio de angularidad direccional de los haces, provocando una convergencia, y por tanto, una tendencia al cierre de los mismos, hacia la parte norte del yacimiento. También se da un cambio de buzamiento de los filones, con buzamientos menos acusados ($40\text{-}60^\circ$ SE) en los sectores occidental y central, y más verticalizados ($65\text{-}85^\circ$ SE) en el sector oriental. Consideramos, por tanto, que no se debe aplicar un modelo único de buzamiento (50 ó 70) para la correlación de las leyes de los sondeos, sino variable en función del sector espacial del yacimiento, tal como ha quedado reflejado en los perfiles realizados.

Todo lo dicho, ha permitido individualizar un serie de haces alargados, relativamente continuos direccionalmente, sobre el conjunto del yacimiento, que, a su vez, hemos agrupado en tres paquetes o grandes haces: **Haz Oriental, Haz Central y Haz Occidental.**

Se ha representado su estructura a distintas profundidades del yacimiento (plantas 300, 280, 250, 200, 150 y 100), a fin de guiar la delimitación de los cuerpos mineralizados y la correlación de las leyes en planta (Fig. 7.1, 7.2).

La mayor continuidad de mineral, se presenta en el Haz Central. El Haz Oriental presenta, a pesar de su clara configuración estructural, la menor cantidad de mineralización, diferenciándose además de los otros dos, por una mayor proporción relativa en Sn, reflejando una cierta distribución zonal de este elemento (véase análisis estadístico en el apartado 7.4.3):

Zonalidad de la relación WO_3/Sn :

Haz Occidental	7,84
Haz Central	7,65
Haz Oriental	4,02

En cuanto a las leyes en WO_3 , no se aprecia ninguna distribución zonal clara en la vertical del yacimiento.

- Sistema de filones Crucero:

La cartografía geológica de la corta, a escala 1/1.000, muestra el paso de un corredor tectónico de dirección N 85° E y 200 metros de anchura, definido por el paso de fracturas importantes, subparalelas (N 75° a N 90° E, buzamiento 85° S a vertical), con salbandas brechificadas, y de filones Crucero de la misma dirección (N 70° a N 90° E), bien mineralizados, pero aislados, arrosariados y en relevo.

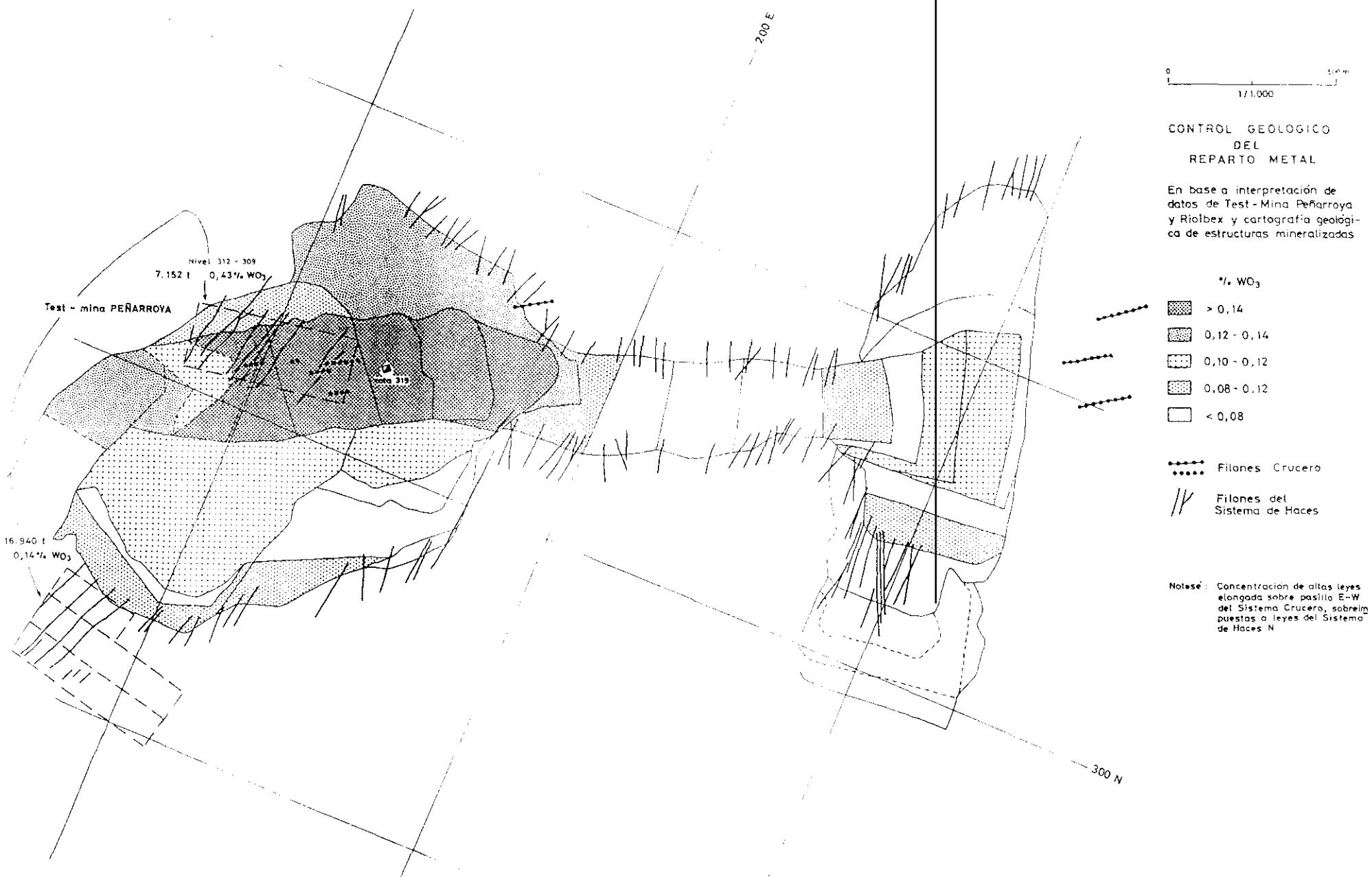
Los filones Crucero se diferencian de los filones del sistema de haces por su mayor potencia (80 cm a 1m) y brechificación de caja, su alto contenido en mispíquel y scheelita. Por su aspecto y contexto, pueden corresponder a segmentos de extensión dentro de una estructura compresiva de desgarre, definida por el corredor tectónico mencionado.

Este corredor, pasa precisamente por el desaparecido Balneario de La Parrilla, y debe controlar probablemente, la circulación y surgencia del manantial de aguas arsenicales que contribuye a la inundación de la corta.

Este sistema "crucero", puede tener un papel significativo, localmente, como factor de concentración de altas leyes en el yacimiento. Varios elementos tienden a apoyar esta opinión:

- Uno de estos filones ("filón greisen") fue objeto de labores de interior debido a su alta ley.
- La reconstitución de las leyes de los bloques de explotación de la planta 285-275, ver apdo.7.3 Test Mina, muestra netamente (fig. 7.3) un pasillo de altas leyes de dirección "crucero", que coincide con una estructura "crucero" ya explotada (obtenida de los planos de Peñarroya) y situada unos 30 metros más arriba.
- El contorno de la corta, presenta su eje mayor elongado según la dirección "crucero".
- En algunas de las plantas superiores del yacimiento, se esboza una

Figura 7.3 Reconstitución de las leyes "in situ", a partir de los datos del lavadero.



elongación de los isovalores de leyes según la dirección "crucero". En plantas inferiores no se aprecia esta estructuración de las leyes, indicando probablemente el carácter lenticular, también en profundidad, de los segmentos o columnas mineralizadas.

- La variografía de las leyes, da una estructura menos marcada que la de los haces, atribuible probablemente, en parte, a la discontinuidad y gran separación de estas estructuras, que las hace insuficientemente detectables con la dimensión de la malla de sondeos.

7.2 - Análisis de la información

7.2.1 - Historial minero

La primera actividad minera en la zona, consiste en el lavado de estaño aluvionar, aguas abajo del arroyo de La Parrilla, en los aluviones, hoy ocupados por los pantanos de lodos y escombreras, alcanzándose un ritmo de explotación de más de 12.000 t/mes.

A finales de los años 60, Minera Bonilla empieza, a pequeña escala, la explotación a cielo abierto del yacimiento, ubicándose sobre las zonas de antiguas labores de interior de escasa profundidad.

La operación extractiva por Minera Bonilla, se ha extendido sin interrupción, durante 17 a 19 años, hasta su cierre en Marzo de 1987. No se dispone de un registro continuo de la producción de la mina. Estimamos en unos 7 Mt el todo-uno extraído. La única información al respecto, procede de la propia Minera Bonilla (fuente: Junta de Extremadura, Marzo/87) y corresponde al período 1980 -1985, dando las leyes (posiblemente minimizadas) y el todo-uno tratado siguiente:

3.163.000 t a 716 g/t WO₃

Sólo hay un corto período, del que se tiene un seguimiento diario fiable de la

explotación, en cuanto a leyes y tonelajes (RIOIBEX). Se trata del período Octubre 1985 a Junio 1986: La reconstrucción de lo explotado en esos meses dio las cifras de 513.000 t a 1.254 g/t WO_3 .

A lo largo de esos años, diversas campañas de investigación fueron llevadas a cabo por compañías interesadas en el yacimiento:

Entre 1972 y 1974, PEÑARROYA realiza la primera investigación sistemática por sondeos. Hasta una profundidad de 100 metros (cota 230), y limitándose a una superficie de 300 x 300 mts., correspondientes a la parte central del yacimiento.

La segunda campaña de valoración del yacimiento, es realizada por RIOIBEX (1985-86). El yacimiento es investigado hasta una profundidad media de 200 metros (cota 100) y una profundidad máxima de 300 m (cota 0). Las reservas estimadas, sobre una superficie de 450 x 450 metros y hasta la cota 110, para una ley de corte de 450 ppm $WO_3 + Sn$, es la siguiente:

18.988.000 t a 1.050 g/t WO_3 170 g/t Sn

Una nueva estimación del yacimiento, es realizada por la LEIM (Abril 1989), a partir de la base de datos de RIOIBEX. La reserva estimada, hasta una profundidad media de 250 m (cota 50) y para una ley de corte de 700 ppm es la siguiente:

29.764.070 t a 1.660 g/t WO_3 143 g/t Sn

7.2.2 - depuración y ampliación base de datos

Los errores más frecuentes encontrados en la base de datos, se refieren a la transposición de maniobras y de los datos de leyes, la indebida posición de la coma en algunos valores de leyes etc. La introducción de estas correcciones, sobre una base de datos de la envergadura de la que nos ocupa, se tradujo en una mejora entre el 15 y el 20%, según leyes de corte, con respecto a la base de datos original.

7.2.2.1 - Validación de ambas campañas de sondeos

Una particularidad de este proyecto, es que se disponía de dos bases de datos diferentes, correspondientes a sendas investigaciones de dos compañías, PEÑARROYA y RIOIBEX.

Los sondeos de PEÑARROYA, han reconocido el yacimiento hasta la cota 230, mientras que los de RIOIBEX, han podido reconocer hasta la cota media de 50. Ello no sólo es debido a la mayor longitud de los sondeos de RIOIBEX, sino a su mayor inclinación (60° frente a 45°), y a que fueron iniciados a cota más baja, merced al avance de la explotación (ver la representación de ambos grupos de sondeos sobre los perfiles del yacimiento. Figuras 7.4, 7.5).

Esta mayor profundidad de reconocimiento, explica esencialmente, la gran diferencia entre las reservas evaluadas por PEÑARROYA (3,1 Mt con 1.400 g/t) y por RIOIBEX (19 Mt con 1.050 g/t hasta la cota 110).

A su vez la campaña de RIOIBEX consta de dos tipos de sondeo : con *testigo continuo*, y de *circulación inversa*, de resultados muy dispares entre sí.

Por lo tanto, previamente a la integración en una sola base de datos de los resultados de ambas campañas, ha parecido prudente comprobar la homogeneidad de los datos, que puede estar en entredicho "a priori" al tratarse de épocas, criterios técnicos, malla, inclinación y áreas reconocidas (tanto superficial como verticalmente) diferentes.

Para resolver esta comparación, se ha seleccionado una zona rectangular, centrada sobre la corta actual, donde ambas mallas tienen similar densidad, con 30 sondeos de un tipo y 32 del otro. A su vez, para homogeneizar el alcance en profundidad se ha seleccionado, dentro del área rectangular indicada, la franja comprendida entre las cotas 290 y 250, ya que en esta rebanada de 40 metros de altura, se da el solapamiento más completo entre los distintos tipos de sondeos.

Asimismo, ante la gran importancia que para las bajas leyes tendrían las posibles diferencias en los umbrales de detección de los sistemas analíticos empleados por ambas compañías, hemos utilizado cinco leyes de corte para el WO_3 (0, 100, 200, 300 y 600 ppm).

Los estadísticos calculados, se refieren a tramos regularizados de 3 metros, para adaptarnos así a la base de datos original de los sondeos de RIOIBEX. Conviene hacer notar que por la mayor inclinación de estos sondeos (60°), el número de muestras que entran en una banda horizontal de altura dada, es siempre menor que en el caso de los sondeos de PEÑARROYA (45°). En la tabla 7.1 adjunta se resumen los resultados.

Tabla 7.1 Comparación estadística entre tipos de sondeos

Ley de Corte ppm WO ₃	Estadísticos	Sond. PEÑARROYA (Testigo)	Sond. RIOIBEX (Testigo)	Sond. RIOIBEX (C.Inversa)
0	Nºmuestras	528	438	190
	Media	508	411	771
	Desv. típica	1.300	1.299	1.545
	Coef. variación	256	316	200
	Máximo	14.327	15.887	9.559
100	Nºmuestras	297	177	118
	Media	895	976	1.217
	Desv. típica	1.633	1.911	1.825
	Coef. variación	182	196	150
200	Nºmuestras	248	137	104
	Media	1.041	1.217	1.361
	Desv. típica	1.751	2.113	1.898
	Coef. variación	168	174	139
300	Nºmuestras	191	109	81
	Media	1.278	1.465	1.679
	Desv. típica	1.934	2.306	2.044
	Coef. variación	151	157	122
600	Nºmuestras	112	62	52
	Media	2.198	2.301	2.375
	Desv. típica	2.406	2.795	2.274
	Coef. variación	109	121	96

Si nos referimos a leyes mayores de 200 ppm, a fin de eliminar el problema de las diferencias en los límites de detección de los análisis químicos en una y otra época, encontramos los valores de RIOIBEX testigo, hasta un 17% superiores a los de PEÑARROYA, siendo los RC(Reverse Circulation), hasta un 15% superiores a aquellos.

Si cortamos por encima de 600 ppm, que ha sido la ley de corte utilizada realmente para el proyecto, se observa cómo se suavizan las desviaciones, quedando RIOIBEX sólo un 4,7% más alto que PEÑARROYA y los RC sólo un 3,2% por encima de los de testigo.

Podemos concluir que, si bien para leyes de corte muy bajas, la campaña de RIOIBEX presenta leyes sensiblemente más altas que la de PEÑARROYA, para leyes de corte más realistas, la desviación se minimiza, pudiéndose considerar ambas campañas como equivalentes, en cuanto a la representatividad de los datos. En base a este análisis, se ha considerado oportuno integrar los datos de las dos campañas en una única base de datos.

7.2.2.2 - Discrepancias de leyes entre sondeos de testigo y de circulación inversa

Habiéndose planteado dudas, en el curso de la campaña de reconocimiento, ante los problemas de recuperación de muestra observados, sobre la representatividad de los datos de los sondeos a testigo, fueron realizados 18 sondeos de circulación inversa, RC, como duplicación de otros tantos sondeos a testigo.

La aparente subestimación de las leyes de los sondeos de testigo, por comparación con los homólogos de circulación inversa, ha venido siendo uno de los puntos críticos en la estimación de la ley, interpretándose de diversas maneras en las evaluaciones precedentes al actual estudio.

La repercusión de este problema, sobre las leyes del yacimiento, es tan importante que obliga a revisarlo, teniendo en cuenta las siguientes consideraciones:

- No todas las parejas testigo/circulación inversa son estrictamente comparables, debido a la distancia entre ambos sondeos.
- Presencia de altos valores erráticos en los sondeos RC, que sugieren problemas de segregación de la scheelita, a lo largo del circuito de las muestras.
- Correlaciones leyes sondeos con logs geológicos: En muchos casos no son coherentes las leyes de las muestras RC con la descripción geológica del sondeo de testigo duplicado, lo que puede deberse a irregularidades en la recuperación de la muestra en la circulación inversa y problemas conexos de

representatividad.

- Por otra parte, se ha podido constatar en algunos sondeos de testigo, una pérdida de muestra en pasos mineralizados, especialmente de las zonas más altas del yacimiento, por lo que parece innegable, que debe haber una cierta subestimación por parte de estos sondeos.

Con el fin de determinar la posible existencia de diferencias, entre los sondeos a circulación inversa (RC) y los sondeos de testigo, achacables al método de perforación, se han seleccionado 15 sondeos RC y los correspondientes sondeos de testigo. (Se han eliminado de este estudio tres parejas de sondeos, de las 18 disponibles, por considerarlas demasiado alejadas entre sí).

Se han seleccionado únicamente los tramos comunes a cada pareja de sondeos, eliminando del estudio las zonas más profundas de los sondeos P(testigo), que no han sido alcanzadas por sus homólogos RC.

La relación de sondeos RC y sus equivalentes P es la siguiente:

RC2.....	P4
RC3.....	P6
RC4.....	P15
RC5.....	P24
RC7.....	P5
RC8.....	P3 Bis
RC9.....	P10
RC10.....	P23
RC11.....	P29
RC12.....	P42
RC13.....	P20
RC14.....	P18
RC15.....	P45
RC16.....	P43
RC17.....	P28

Los estadísticos se han calculado sobre 235 datos regularizados (ponderados) en tramos de 5 m, posición 0. El proceso de ponderación se describe en el apartado 7.4.2

Se ha estudiado también el conjunto formado por los tramos correspondientes a los tres haces: Oriental, Central y Occidental. Para ello se han seleccionado las parejas de tramos interiores a dichos haces, lo que ha dado un total de 110 parejas.

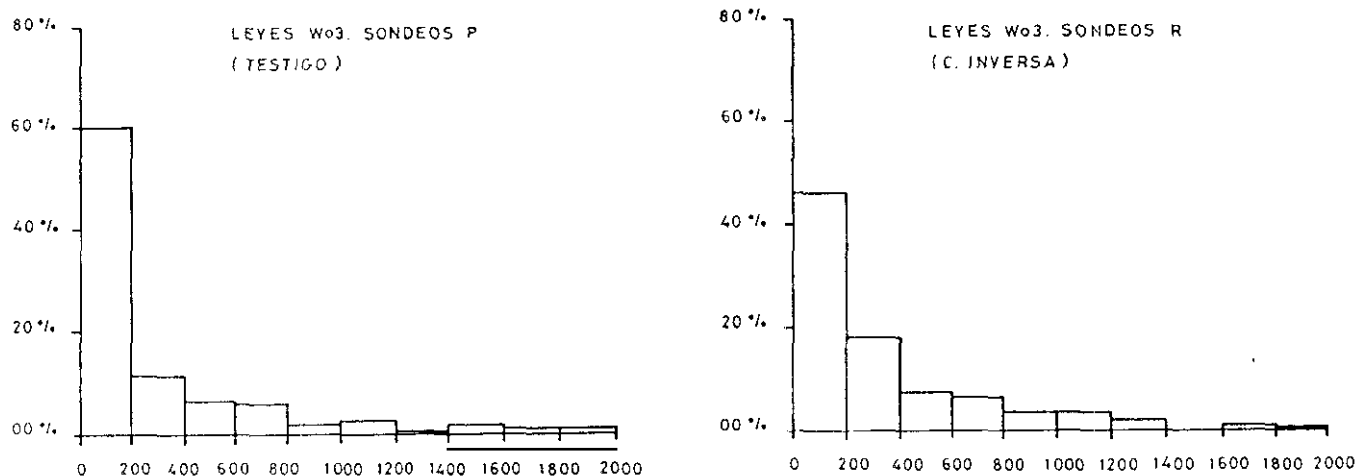


Figura 7.6.a Histogramas comparativos, datos de testigo y de circulación inversa. Para facilitar la representación, se han truncado por encima de 2.000 ppm.

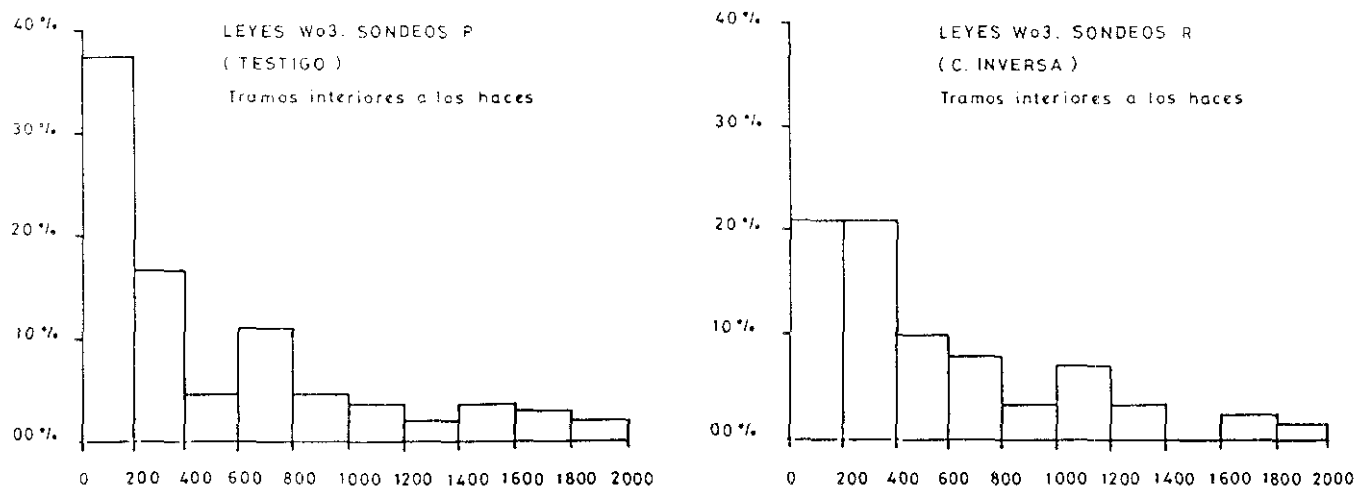


Figura 7.6.b Idem, para los tramos de sondeo interiores a los haces filonianos. Los histogramas se han truncado por encima de 2.000 ppm, para facilitar su representación.

Si comparamos los histogramas de frecuencia de ambas poblaciones, figura 7.6 a y 7.6 b, se observa cómo los sondeos de circulación inversa, minimizan el número de muestras más pobres y exageran el número de muestras más ricas, por lo que obviamente

proporcionan medias sistemáticamente más altas. Por problemas de representación, dichas figuras aparecen con los valores altos truncados.

En las tablas 7.2 y 7.3, se expresa la diferente distribución de frecuencias, sobre los mismos intervalos de leyes, en ambos tipos de sondeos. Como más significativo se destaca que para las leyes altas, superiores a 2000 ppm, la frecuencia correspondiente a los de circulación inversa, es un 64% superior a la de los de testigo; en tanto que para las leyes muy bajas, menores de 400 ppm, es un 22% mayor.

A continuación, se ha procedido a analizar la incidencia del empleo de una u otra fuente de datos, sobre la estimación del mineral. Para este análisis, se han tomado los datos tal cual (es decir, suponiendo que los tramos no analizados tienen ley 0) y los obtenidos al aplicar distintos valores de corte para la ley en WO_3 ($\text{WO}_3 > 100$, > 300 y > 600 g/t).

Al haberse observado la existencia de varios tramos (especialmente en sondeos RC) de leyes anormalmente elevadas, se ha estudiado el colectivo truncado, formado por tramos de ley en WO_3 inferior a 5.000 g/t, aplicando también en este caso, leyes de corte 100 y 300 ppm. En las tablas 7.4 y 7.5, se muestra esta nueva comparación.

De las tablas 7.2, 7.3, 7.4, y 7.5, pueden extraerse las siguientes conclusiones: Si comparamos leyes en WO_3 , sin aplicar un límite superior, observamos que los sondeos RC presentan valores sensiblemente más altos que los de testigo. Estas diferencias se mantienen al aplicar límites inferiores cada vez más altos. Los porcentajes de variación van desde +77 % al +127 %, según la ley de corte.

Diferencias del mismo tipo, se observan comparando los tramos RC y P, interiores a los haces mineralizados.

Sin embargo, si se consideran los tramos de ley WO_3 inferior a 5.000 g/t, se observa que a medida que va creciendo el límite inferior, las leyes medias de los tramos P y RC, se van aproximando, hasta coincidir prácticamente para valores superiores a 300 g/t.

Es decir, eliminando los valores más altos, que se pueden considerar como erráticos, y los más bajos, para ponernos en las condiciones realistas de la selección de mineral, nos encontramos con que ambas series de datos son equivalentes. En otras palabras, las dos poblaciones, difieren claramente en la frecuencia de sus valores extremos, mínimos y máximos, y tienen unas frecuencias similares para los valores intermedios del intervalo de

variación.

El análisis estadístico se ha realizado también para las leyes de Sn, con conclusiones totalmente análogas.

Tabla 7.2 Comparación de frecuencias de leyes, entre sondeos de testigo y de circulación inversa.

Intervalo de Leyes	TESTIGO			CIRCULACION INVERSA		
	Nº Datos	f%	f% Acumulada	Nº Datos	f%	f% Acumulada
0 - 400	168	71,49	71,49	151	64,26	64,26
- 800	30	12,77	84,26	33	14,04	78,30
- 1200	11	4,74	89,00	16	6,80	85,11
- 1600	6	2,55	91,55	5	2,13	87,23
- 2000	6	2,55	94,10	5	2,13	89,36
> 2000	14	5,90	100	25	10,64	100

Tabla 7.3 La misma comparación, para los tramos interiores a los Haces.

Intervalo de Leyes	TESTIGO			CIRCULACION INVERSA		
	Nº Datos	f%	f% Acumulada	Nº Datos	f%	f% Acumulada
0 - 400	59	53,64	53,64	46	41,82	41,82
- 800	17	15,46	69,09	20	18,18	60,00
- 1200	9	8,19	77,27	12	10,91	70,91
- 1600	6	5,46	82,73	4	3,64	74,55
- 2000	5	4,55	87,27	5	4,55	79,09
> 2000	14	12,73	100	23	20,91	100

Tabla 7.4 Comparación entre sondeos de testigo continuo y de circulación inversa

Ley de Corte ppm WO ₃	Estadísticos	Datos totales		Datos truncados < 5.000 g/t	
		Testigo	C. Inversa	Testigo	C. Inversa
0	Nº muestras	235	235	228	228
	Media	470	831	430	584
	Desv. típica	832	1.790	769	941
	Coef. variación	1,77	2,15	1,79	1,61
100	Nº muestras	115	115	108	108
	Media	831	1.409	768	923
	Desv. típica	967	2.361	887	1.144
	Coef. variación	1,16	1,68	1,16	1,24
300	Nº muestras	49	49	43	43
	Media	1.430	2.318	1.343	1.338
	Desv. típica	1.092	3.141	1.002	1.301
	Coef. variación	0,76	1,35	0,75	0,97

Tabla 7.5 Comparación entre sondeos de testigo y de circulación inversa, referida a los tramos interiores a los haces (muestras de códigos 11, 22 y 33)

Ley de Corte ppm WO ₃	Estadísticos	Datos totales		Datos truncados < 5.000 g/t	
		Testigo	C. Inversa	Testigo	C. Inversa
0	Nº muestras	110	110	103	103
	Media	829	1.515	763	1.013
	Desv. típica	1.081	2.415	1.015	1.216
	Coef. variación	1,30	1,59	1,33	1,20
100	Nº muestras	82	82	75	75
	Media	1.021	1.830	949	1.169
	Desv. típica	1.067	2.680	989	1.290
	Coef. variación	1,04	1,46	1,04	1,10
300	Nº muestras	45	45	39	39
	Media	1.499	2.488	1.414	1.433
	Desv. típica	1.111	3.223	1.022	1.330
	Coef. variación	0,74	1,30	0,72	0,93

Se debe recordar, que los sondeos de circulación inversa, especialmente si se trabaja en húmedo, pueden presentar problemas, tanto de pérdidas como de contaminación de la muestra, dándose a veces fenómenos de segregación a lo largo del circuito de la muestra

(codos, ciclón ...); de hecho la técnica de la Circulación Inversa, está aún en pleno desarrollo y se están introduciendo mejoras para una mayor representatividad de las muestras.

En el presente caso, está claro que estos sondeos han provocado **segregaciones de scheelita** en las muestras, causantes de los fuertes valores erráticos observados en las leyes, y que es necesario filtrar.

En resumen, admitiendo que existe cierta subestimación de las leyes, por parte de los sondeos a testigo, como se constata por las pérdidas de muestra (en cuarzo) observadas, no creemos sean más fiables las leyes dadas por los RC y por tanto, no consideramos prudente la introducción de factores correctivos en base a ellas.

Sobre los criterios para dicha corrección, nos remitimos a lo expuesto en el apartado 7.3, Test-mina.

Para la estimación de leyes, planta por planta, sí se han tenido en cuenta las leyes de los RC, promediándolas con las correspondientes de testigo, y asignando por tanto a cada pareja el peso de un sondeo único.

7.3 - Test mina

El objetivo de este *Test mina* ha sido verificar, en primer lugar, la validez o representatividad de las leyes de los sondeos, frente a los valores reales del yacimiento, conocidos en la zona ya explotada, y en segundo lugar, la validez de la modelización del mismo, que se ha realizado.

Para ello, hemos partido de los datos brutos del control de la explotación, realizado por RIOIBEX entre Octubre de 1.985 y Junio de 1.986. En dicho periodo se llevó a cabo un seguimiento topográfico de las voladuras y un control del mineral, tonelajes y leyes, a la entrada del lavadero. Las leyes se controlaban diariamente mediante desmuestres a intervalos regulares.

El mineral "in situ" controlado durante esta campaña, pasa de las 600.000 toneladas, procedentes de 4 bancos de explotación, si bien más del 50%, corresponde al nivel más bajo de la corta, 275-285. Sobre este mineral arrancado por las voladuras, se constata que se hizo una cierta selectividad, de modo que el T.U. enviado al lavadero, en ese periodo, fue aproximadamente un 20% menor (unas 500.000 t). Sin embargo, el tonelaje pasado por el lavadero, que se puede considerar controlado con total rigor, se reduce a unas 400.000 t, cuya reconstrucción se muestra en la tabla siguiente (tabla 7.6):

Tabla 7.6 Reconstrucción del mineral tratado, a partir de los datos brutos, de seguimiento de la planta.

Año	Mes	Tonelaje Alimentación	Ley WO_3	Ley Sn
85	NOV.	60.075	1.524	183
86	ENE.	87.414	1.318	152
86	FEB.	85.409	793	166
86	MAR.	68.417	954	151
86	MAY.	34.410	893	318
86	DIC.	62.936	1.519	135
TOTAL		398.661	1.172	172

Como se ve en esta tabla, el control riguroso del lavadero, presenta lagunas (Diciembre, Abril) y no cubre en su totalidad la campaña de control de la explotación.

La primera fase del presente análisis, ha consistido en la reconstitución de las leyes "in situ" de cada voladura o panel, topográficamente identificada sobre el plano, a partir de las leyes del lavadero en las fechas correspondientes, y teniendo en cuenta la selectividad hecha en cada caso en la mina.

La determinación de esta *tasa de selectividad*, ha sido un punto delicado, pues si bien a veces son datos reflejados en el control RIOIBEX, en otros casos se deduce al comprobar cómo los tonelajes de entrada al lavadero son sensiblemente más bajos que los calculados por cubicación sobre el plano de voladuras. De cara a la reconstitución de las leyes se ha considerado que las tierras eliminadas, por eficaz que fuera la selección, no serían estéril absoluto, sino que tendrían una cierta ley que hemos supuesto de unos 300 g de WO_3 .

Esta reconstitución de las leyes "in situ", por paneles, queda reflejada en la figura 7.7, en página adjunta.

La segunda fase, consistió en seleccionar los estimadores, tramos regularizados de sondeos o "composites", que informan sobre los bloques controlados, bien por impactar directamente sobre ellos, o bien por cortar al correspondiente haz filoniano en niveles superiores o inferiores al de referencia, y permitir su interpolación. En la figura 7.8 se explica esta selección.

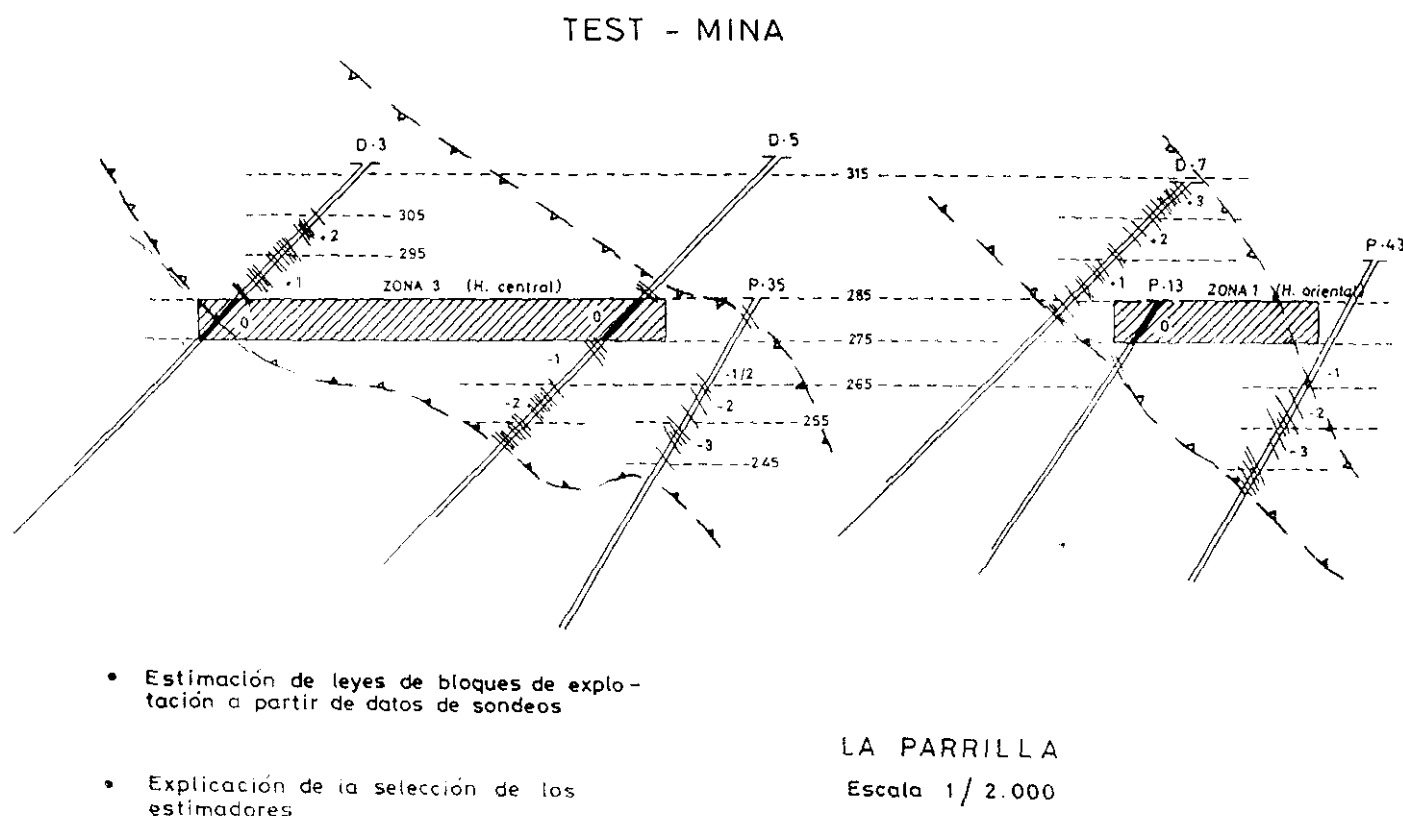


Figura 7.8 Test mina: Estimación de los paneles explotados, por interpolación de los datos de los sondeos más próximos, afectando al mismo haz filoniano.

Con la media de los "composites" seleccionados, se ha estimado la ley teórica de cada zona, utilizando, sea los sondeos de PEÑARROYA, sea los de RIOIBEX, o bien el conjunto de ambos. Se ha podido comparar de esta manera, los valores reales, reconstruidos a partir de los datos del lavadero, zona por zona, y las correspondientes estimaciones a partir de sondeos.

En la tabla 7.7, se presenta el resumen de esta comparación, según la cual, a partir

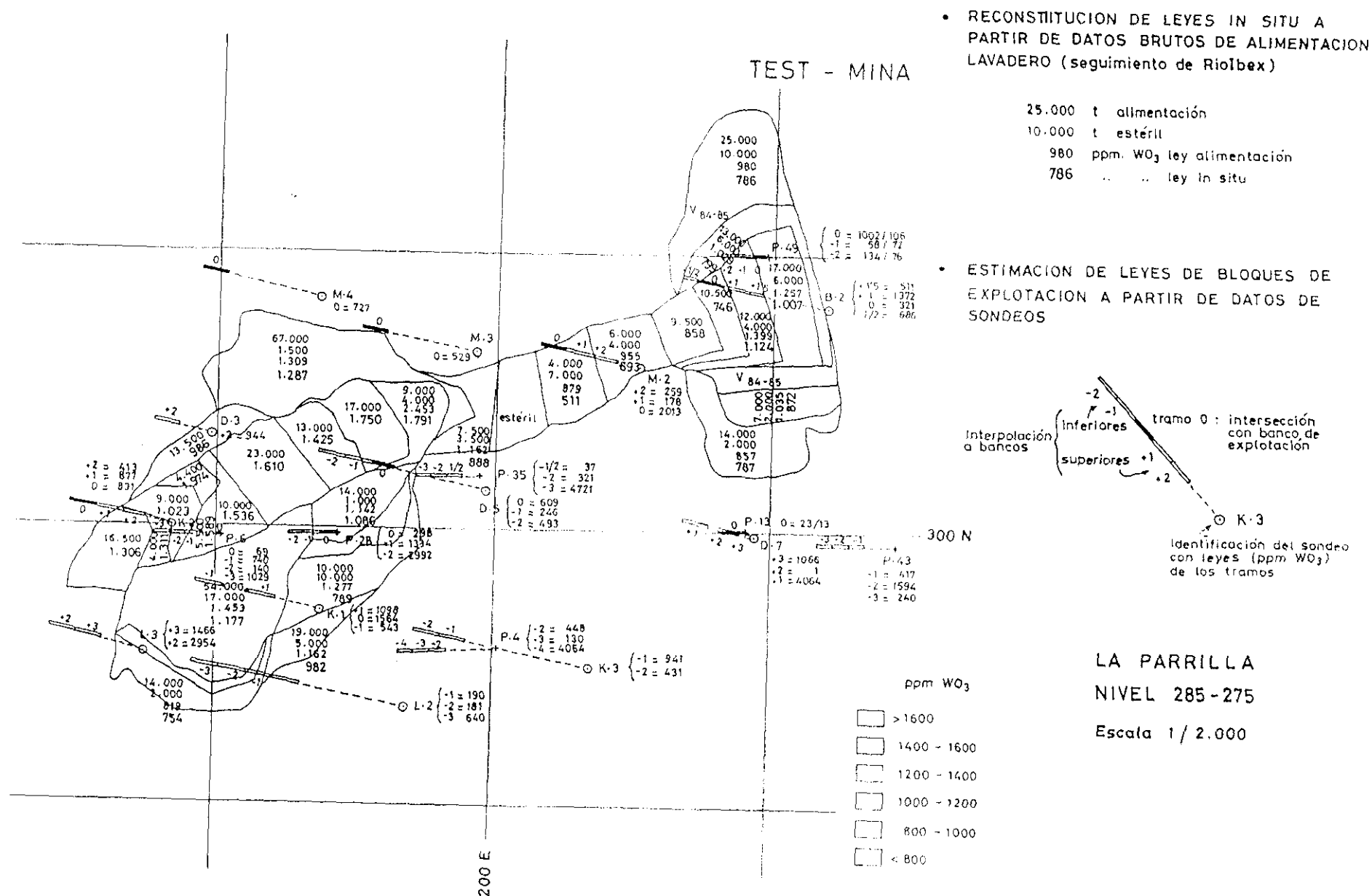


Fig. 7.7 Test mina: Reconstitución de leyes de los paneles, a partir de los datos del lavadero, y comparación con los correspondientes valores estimados a partir de sondeos

de los sondeos, habría una **subestimación de la ley** del yacimiento (mineral "in situ"), variando según la campaña, entre el **27%** respecto a la de PEÑARROYA y el **11%** a la de RIOIBEX.

Lógicamente, estos factores deben ser considerados con precaución, pues la reconstrucción de las leyes del mineral "in situ", no es algo matemáticamente exacto. En efecto, los datos del control de lavadero, presentan lagunas que han debido ser cubiertas con datos parciales extrapolados. De ahí la diferencia, entre la ley del lavadero en las tablas 7.6 y 7.7. Por otra parte, si bien los sondeos reflejan correctamente la mineralización de los haces filonianos principales, cabe que no ocurra así, dada la malla, con las pequeñas estructuras mineralizadas (cruceros) de carácter discontinuo.

Un incremento del **11%** a las leyes de los sondeos, nos parece razonable, pero no consideramos prudente aplicar mayores coeficientes.

Tabla 7.7 Resultados del "test mina"

ESTIMACION POR SONDEOS			RECONSTRUCCION MINERAL "IN SITU"		MINERAL TRATADO EN LA PLANTA	
Sondeos	Nºmuestras	Ley WO ₃	Tonelaje	Ley WO ₃	Tonelaje	Ley WO ₃
peñarroya	49	769	650.000	1.055	513.000	1.254
Ríoibex	27	924	573.000	1.042	460.000	1.223
Conjunto	63	825	573.000	1.042	460.000	1.223

Además de lo anteriormente dicho, la reconstitución de lo explotado, nos ha permitido comprobar la adecuación del modelo morfológico elaborado, a la realidad del yacimiento. En este aspecto es muy interesante el plano de paneles del nivel 275-285, que es el que contiene más información (fig. 7.7). En él se constata, cómo en la práctica, mineralizaciones filonianas próximas, definen masas o "patatas" de mineral. También se observa cómo la geometría de dichas masas, está condicionada por la dirección N 85° de los filones crucero, al menos en las partes altas del yacimiento.

7.4 - Regularización de datos

7.4.1 - Optimización de la altura y posición de los bancos

Se ha realizado la ponderación de leyes para todas las alturas de banco (entre 4 y 10 m) y para todas las cotas de referencia posibles, lo que supone 49 combinaciones diferentes valoradas. Sobre cada una de estas ponderaciones, se ha estriado con una ley de corte y calculado la cantidad de mineral (o de metal) que se recuperaría, que obviamente, aumenta cuando disminuye la altura de banco (menor dilución).

Con estos resultados y teniendo en cuenta la tendencia de los costes de explotación (que lógicamente aumentan al disminuir la altura de banco), hemos elegido como altura y posición de banco más convenientes la de **5 metros**, con **posición 0** relativa al nivel del mar.

En los gráficos obtenidos de este proceso(ver figura 7.9), puede apreciarse la gran variabilidad existente en el metal recuperado, cuando se aplica una ley de corte, para las distintas alturas de banco, así como dentro de cada una de éstas, al variar la posición relativa. Estas diferencias son muy importantes para leyes de corte altas, y se van atenuando a medida que se van aplicando leyes más bajas.

En cualquier caso, puede apreciarse la constancia de los parámetros elegidos, sea cual sea la ley de corte utilizada. A título de ejemplo, resaltar que para leyes de corte de 1.000 ppm, la diferencia de metal recuperado, entre la mejor y la peor configuración, se acerca a las **5.000 t** de WO_3 , y la diferencia entre un diseño de altura convencional de 10 metros (posición 0) y la elegida, es de **2.700 t** de WO_3 .

7.4.2 - Ponderación

Este proceso consiste en una regularización de la información de base (leyes relativas a maniobras de longitud variable), sobre tramos de altura fija. La altura de estos tramos coincidirá con la altura de banco elegida: 5m posición 0.

El proceso de ponderación actúa de la siguiente forma:

Ley ponderada tramo = $\Sigma L_i \times W_i / \Sigma L_i$. Siendo L_i la longitud de cada maniobra incluida en el tramo y W_i la ley correspondiente a dicha maniobra.

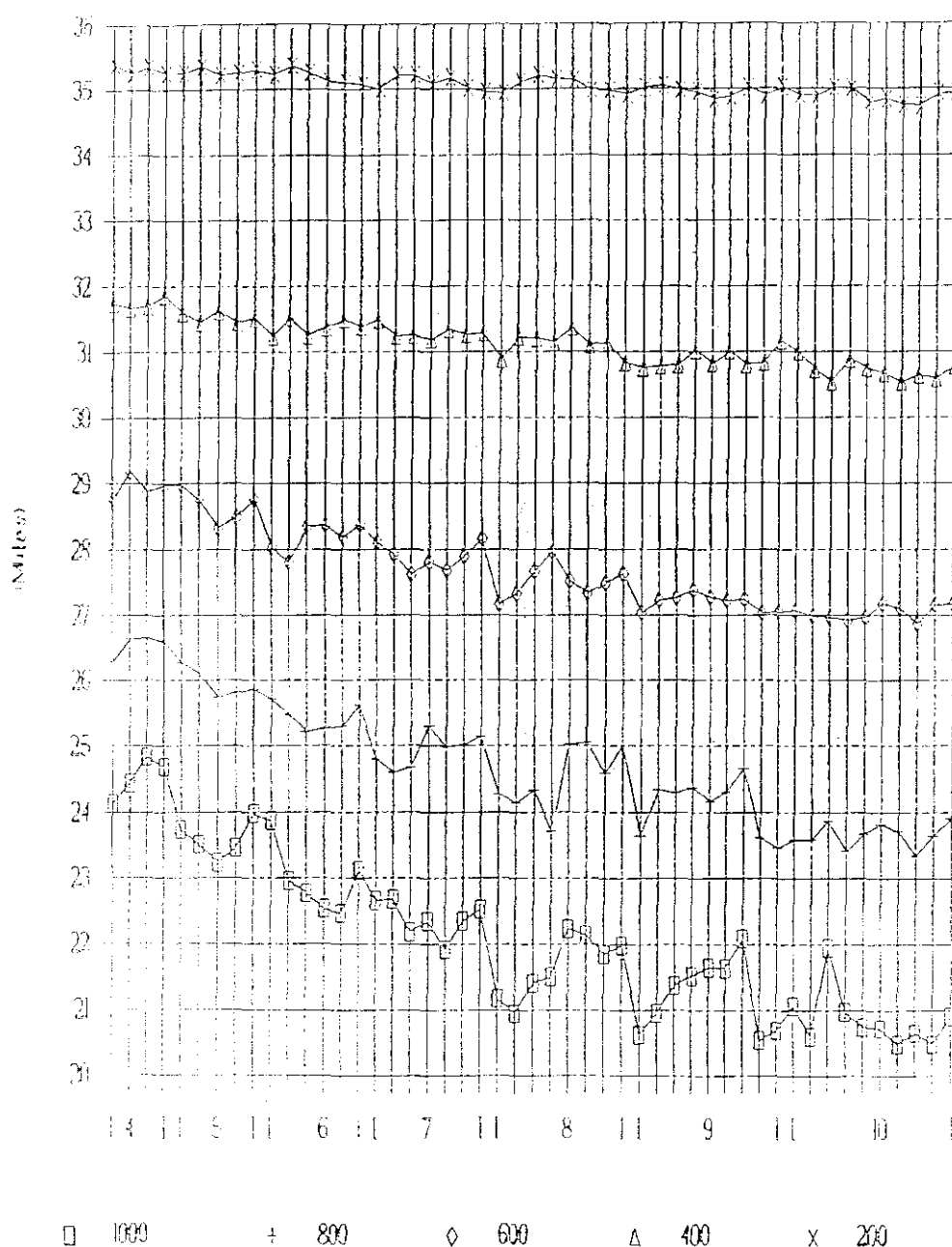


Figura 7.9 Optimización altura y posición de bancos. En ordenadas, el metal a recuperar (miles de toneladas de WO_3), y en abscisas las alturas de banco y sus diferentes posiciones relativas al nivel del mar

Al tener distinta inclinación, los sondeos de PEÑARROYA y los de RIOIBEX, la regularización en tramos verticales de altura fija (5m) divide los sondeos en porciones de diferente longitud, según se trate de una u otra campaña: 7,04 m para los primeros, con un ángulo de 45° y 5,75 m para los segundos, con un ángulo de 60° . La dificultad que esto presentaba, de cara al tratamiento automático, se solventó verticalizando previamente los sondeos, es decir proyectándolos sobre un eje vertical.

Las variables regularizadas, han sido las leyes en WO_3 y en Sn. Una vez efectuada la ponderación sobre el fichero de información base, el cómputo es el siguiente:

Datos RIOIBEX, sondeos de testigo: 1.906 tramos o "composites"

" " " c.inversa: 272 "

Datos PEÑARROYA, " testigo: 814 "

Total tramos 2.992

Estos datos regularizados, han permitido dibujar un juego de plantas (cada 5 metros posición 0) mostrando los impactos de los sondeos, y sus leyes regularizadas en WO_3 y Sn. Previamente se restituyó la posición espacial correcta, de los tramos regularizados, representándose en dichas plantas, el punto medio de cada tramo; habiéndose tenido en cuenta las desviaciones en la trayectoria de los sondeos.

Se han utilizado distintos colores, para representar distintos valores de corte para la ley ponderada en WO_3 : rojo para $WO_3 > 1.000$, azul para $1.000 > WO_3 > 600$, verde para $600 > WO_3 > 300$ y negro para $WO_3 < 300$ g/t.

Además de las leyes, se han regularizado también los códigos geológicos, de manera que toda maniobra, aparte de por sus coordenadas espaciales y por sus leyes, viene definida por alguno de los códigos geológicos siguientes:

1 Haz Occidental

10 Bandas estériles

11 Bandas mineralizadas

2 Haz Central

20 Bandas estériles

22 Bandas mineralizadas

3 Haz Oriental

30 Bandas estériles

33 Bandas mineralizadas

7.4.3 - Análisis estadístico de los datos Regularizados

A partir de los tramos regularizados, se ha podido determinar una serie de parámetros estadísticos, que se presentan a continuación.

Se han estudiado leyes en WO_3 y Sn y la relación WO_3/Sn . También se ha estudiado la correlación entre esas tres variables y la cota inferior de cada tramo, con el fin de determinar si hay un enriquecimiento de las leyes en profundidad.

Los estadísticos, han sido calculados sobre el conjunto de los datos y sobre cada uno de los tres haces (Occidental, Central y Oriental) por separado.

En todos los casos, se han tomado los datos tal cual (es decir, suponiendo que los tramos no analizados tienen ley 0) y los obtenidos al aplicar distintos valores de corte para la ley en WO_3 ($\text{WO}_3 > 100, 300, 600$ y 1.000 g/t). Estos valores de corte, coinciden con los empleados para el trazado de las plantas ponderadas. No se ha establecido ninguna selección sobre el Sn, tomándose en cada caso los datos correspondientes a los tramos seleccionados por su ley en WO_3 .

A continuación se resumen los parámetros estadísticos de cada uno de los colectivos estudiados. Algunos de estos parámetros, no han sido analizados, por considerar que el número de datos del colectivo correspondiente no era suficiente, o bien por no considerarlos representativos. El número de datos para el Sn, suele ser inferior al del WO_3 , ya que hay muchos más tramos no analizados en el primero. Para la relación WO_3/Sn , sólo se han considerado los tramos, en que tanto el WO_3 como el Sn habían sido analizados.

Para la comparación de la tabla 7.8, intervienen todos los tramos de los haces, incluidos los estériles, mientras que para la de la tabla 7.9, se utilizan sólo los tramos mineralizados ($\text{WO}_3 > 600$ ppm).

Como se observa en las tablas 7.8 y 7.9, el haz Central es el más importante en cuanto a número de muestras, ya que representa el 42% del total. No se observan diferencias importantes, en cuanto a la distribución de leyes, con relación al total de los datos, aunque en éste, hay una proporción mayor de tramos no analizados.

Tabla 7.8 Estadísticos de los datos regularizados. Ley de corte 0.

Variable	Estadísticos	Total datos	Haz Occidental Código 11	Haz Central Código 22	Haz oriental Código 33
WO ₃	Nº datos	2.992	483	1.262	214
	Media	423	533	687	361
	Desv. Tipica	1.034	1.133	1.279	1.112
	Mínimo	0	0	0	0
	Máximo	14.448	13.946	14.488	14.374
Sn	Nº datos	2.992	483	1.262	214
	Media	64	67	75	136
	Desv. Tipica	172	131	170	357
	Mínimo	0	0	0	0
	Máximo	3.125	1.748	3.125	2.981
WO ₃ /Sn	Nº datos	2.992	483	1.262	214
	Media	12,2	7,53	24,80	4,20
	Desv. Tipica	150	16,20	251,50	10,10
	Mínimo	0,01	0,03	0,01	0,05
	Máximo	6.760	178	6.760	93,30

Tabla 7.9 Estadísticos de los datos regularizados. Ley de corte 600g WO₃

Variable	Estadísticos	Total datos	Haz Occidental Código 11	Haz Central Código 22	Haz oriental Código 33
WO ₃	Nº datos	526	110	376	33
	Media	1.864	1.803	1.907	1.710
	Desv. Tipica	1.861	1.865	1.821	2.432
	Mínimo	600	601	600	606
	Máximo	14.488	13.945	14.488	14.374
Sn	Nº datos	353	82	239	26
	Media	165	152	148	382
	Desv. Tipica	266	248	164	699
	Mínimo	16	16	16	24
	Máximo	2.815	1.748	1.563	2.816
WO ₃ /Sn	Nº datos	353	82	239	26
	Media	20	24,30	18,90	16,40
	Desv. Tipica	20,7	28,10	17,10	23,90
	Mínimo	0,47	0,60	0,70	0,47
	Máximo	178,30	178,30	146,10	93,34

El haz Occidental, presenta las mismas características en la distribución de las leyes. El haz Oriental, parece presentar valores medios más elevados, tanto en las leyes de WO_3 como en las de Sn, aunque lo reducido del número de tramos correspondientes a este haz hacen poco fiable esta conclusión.

Los valores obtenidos para el coeficiente de correlación, entre el WO_3 y el Sn, son bajos. Tampoco se aprecia correlación, entre las leyes y la profundidad (representada por la cota inferior de cada uno de los tramos).

7.5 - Análisis estructural: Variogramas

Los variogramas se han obtenido partiendo de las leyes regularizadas (ponderadas) en tramos de 5 m. Sólomente se ha efectuado el análisis estructural, sobre la variable ley WO_3 .

La coexistencia de leyes muy dispares, fluctuando entre algunos ppm y varios kg/t, produce un enmascaramiento de la estructura, por lo que al principio no se obtuvieron más que variogramas totalmente aleatorios ("efecto de pepita" puro). Finalmente, se decidió emplear los logaritmos de las leyes, en lugar de las propias leyes. De esta manera, se elimina el efecto de las leyes muy dispares, obteniéndose variogramas donde puede apreciarse una importante componente estructural.

Se han elaborado los variogramas, planta por planta, y para diferentes direcciones en el plano horizontal: la dirección media de los haces (N 30°), la dirección de los filones crucero (N 85°), la dirección de los perfiles de sondeos de RIOIBEX (N 112°), la dirección perpendicular a dichos perfiles (N 22°) y las direcciones de las diagonales de la malla.

También se han calculado los variogramas sobre planos verticales, según los perfiles de sondeos, explorándose así el comportamiento de las leyes según el buzamiento de los haces filonianos.

La estructura más clara encontrada, aparece en la dirección perpendicular a los perfiles de RIOIBEX, N 22°, aproximadamente la de los haces filonianos, con un amplio alcance, de 135 metros, muy coherente con el modelo geológico realizado, que valida las interpolaciones hechas según esa dirección.

En la dirección de los filones "crucero", en cambio, no hemos conseguido encontrar una estructura muy bien definida, pese al indudable papel metalogénico que ha jugado. Pensamos que ello puede ser debido, a la localización de los filones crucero, restringida a lo largo del pasillo estructural Este-Oeste, cuya anchura no llega a los 200m, por lo que el número de muestras, correspondientes a dicha estructura, es escaso y con poco peso específico, sobre el conjunto de parejas según dicha dirección, a lo ancho del yacimiento.

En la dirección del buzamiento de los haces (55° aproximadamente), se ha detectado una estructura bastante clara, aunque con un alcance restringido (55 metros), si se tiene en cuenta el desarrollo de los cuerpos mineralizados según el modelo geológico. Este comportamiento del variograma, puede deberse a un carácter un tanto lenticular o arrosariado del mineral.

En las demás direcciones investigadas, no se detecta estructura, y si la hay, es de alcance inferior a la malla de observación.

Los variogramas finalmente elegidos, son los representados en la fig 7.10.

- Dirección HACES (en planta): N 22° E. Calculado en la dirección perpendicular a los perfiles de la malla de sondeos RIOIBEX. Esta dirección coincide aproximadamente con la de los haces mineralizados en proyección horizontal.

Efecto de pepita = 0,16

Meseta = 0,462

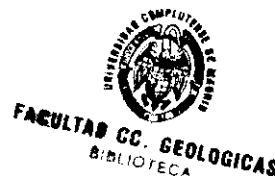
Alcance = 135 metros

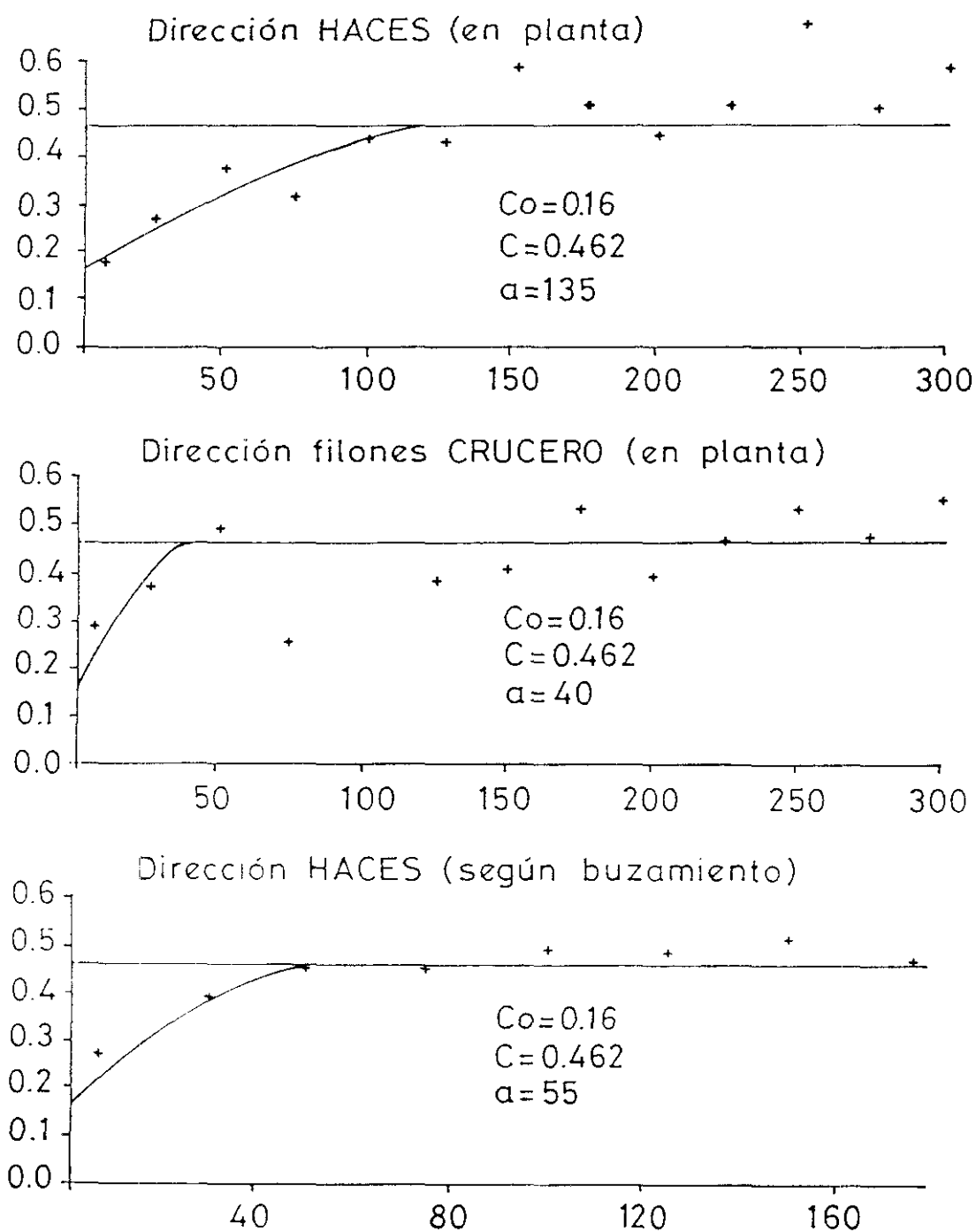
- Dirección sistema CRUCERO (en planta): N 85° E. Calculado en la dirección del sistema de filones crucero.

Efecto de pepita = 0,16

Meseta = 0,462

Alcance = 40 metros





LA PARRILLA. Análisis estructural.

Figura 7.10 Variogramas medios, de logaritmos de leyes WO_3 , en las tres direcciones principales.

- Dirección HACES (según buzamiento): Calculado según la dirección de los haces mineralizados en el espacio.

Efecto de pepita = 0,16

Meseta = 0,462

Alcance = 55 metros

Las tres direcciones elegidas, tienen un importante sentido geológico y permiten definir el *elipsoide de alcances de la mineralización* (en ley WO_3) en las tres direcciones del espacio, que presenta una anisotropía de tipo geométrico.

Para la determinación de los variogramas, se ha trabajado con "**restricción geológica**", empleando únicamente los tramos interiores a los haces mineralizados (códigos 11, 22 y 33).

El *efecto de pepita*, representa un 35% de la varianza total. El *alcance* de la mineralización, presenta un valor bastante importante en la dirección haces en planta (135m) y más reducido en la dirección de los filones crucero (40m), lo que resulta coherente con el modelo geológico. El alcance según el buzamiento de los haces es intermedio entre los dos valores (55m).

7.6 - Modelo Morfológico

Una vez elaborados los cortes geológicos verticales (cada 100 m) del yacimiento, y las plantas geológicas horizontales (cada 50 m) y apoyándose en ellos, se ha procedido al contorno o definición de los cuerpos mineralizados sobre bancos de 5 m., sobre la base de los planos de leyes ponderadas por plantas.

La definición de los cuerpos mineralizados, se apoya en la estructura del yacimiento, en concreto, en la existencia dentro de los haces filonianos, de bandas bien mineralizadas y bandas estériles o muy poco mineralizadas. A este criterio estructural, se le ha superpuesto un criterio económico, aplicando leyes de corte de 300, 600 y 1.000 ppm, diferenciando así distintas categorías de mineral.

Los resultados del análisis estructural (ver apartado 7.5) han aportado también criterios adicionales para la correlación entre sondeos y la definición de las formas de las masas.

Los cuerpos mineralizados así definidos, presentan distinto carácter en el haz central que en los haces laterales. Así tanto en el haz Oriental como en el Occidental, resultan cuerpos tabulares, con secciones horizontales lenticulares, de anchura inferior a los 30 metros y longitud variable de 100 a 350 m. En cambio en el haz Central, se definen cuerpos de bastante más envergadura, especialmente en su parte superior.

En la figura 7.11, se representa de una forma esquemática, la configuración tipo de los cuerpos mineralizados, tanto vistos en sección vertical, como en planta horizontal, de acuerdo con la modelización descrita.

Por encima de la cota 200, se desarrolla un cuerpo principal de carácter casi equidimensional (resultado de la conjugación de *filones principales* con *filones crucero*), del que resultan secciones horizontales "ameboides" (aunque controladas por las dos direcciones estructurales N 30° y N 85°) con anchuras frecuentes entre 100 y 150 m. Por debajo de la referida cota 200, va predominando el carácter tabular, y los cuerpos del haz Central adquieren una morfología análoga a la de los laterales, si bien siempre con una mayor anchura

Esta morfología, se expresa mediante un juego de plantas, representando la división del yacimiento en rebanadas horizontales de 5 metros de espesor. En la figura 7.12, se presenta un ejemplo de estas plantas. En ellas, los contornos en rojo, indican cuerpos de ley media superior a los 1000 g, y en azul, los de ley comprendida entre 600 y 1000. El trazo discontinuo indica mineral probable (definido geológicamente, pero sin impactos directos de sondeos en el banco de referencia)

7.7 - Estimación de Recursos y Reservas.

7.7.1 - Elección del sistema y condiciones de Interpolación

La mineralización de *La Parrilla*, está claramente estructurada, tal y como nos muestran los variogramas. El carácter de la misma, confiere al yacimiento una fuerte

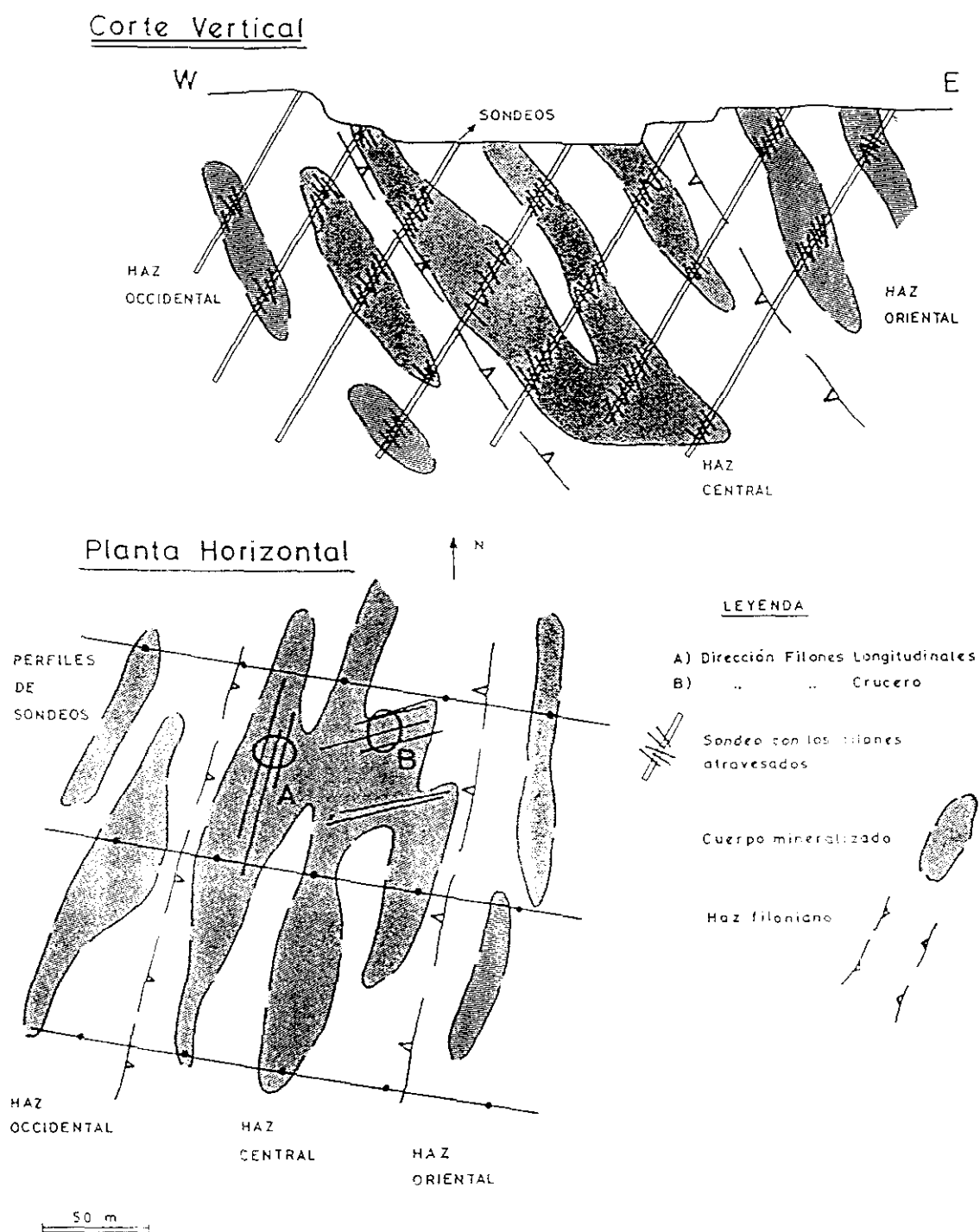


Figura 7.11 *La Parrilla* - Modelo morfológico - Esquema configuración de los cuerpos mineralizados, agrupados en haces.

anisotropía geométrica, según se deduce también en el análisis estructural (apdo. 7.5).

Es posible, en base a ello, hacer una estimación geoestadística del yacimiento por kriguaje, pero dada la morfología predominantemente tabular y verticalizada de los cuerpos minerales, se produciría un *suavizado* muy fuerte de las leyes, por la gran importancia del "efecto de borde". Por ello se ha decidido limitar la interpolación a los cuerpos del haz Central, por ser los de más envergadura, mediante un *krigeaje restringido*.

El fin perseguido es, no tanto una estimación global de reservas, para lo cual consideramos más fiable, en este caso, la cubicación morfológica, a la que más adelante nos referiremos, sino obtener una medida de la fluctuación de leyes sobre bloques, de la **sensibilidad a la ley de corte** y del posible **efecto de dilución** del mineral en la explotación.

7.7.1.1 - Definición del modelo geométrico, o de bloques

En primer lugar, se ha definido la configuración del módulo de estimación. Se ha buscado, que tanto en forma, como en dimensiones, el módulo o bloque unitario para la estimación, sea coherente con la geometría de los cuerpos mineralizados, con la anisotropía de la estructura, con la malla de sondeos existente y con el previsible ritmo de explotación.

Siguiendo esas consideraciones, se ha elegido el bloque de 50x20x5, alargado en la dirección de los haces, siendo 5 la altura de banco elegido. Cada bloque representa unas 13.800 toneladas.

Una vez establecida la forma y dimensiones de este módulo de estimación, se han *discretizado* los cuerpos mineralizados del haz Central, planta por planta, para construir una *matriz de bloques* referida a unas coordenadas locales. Esta matriz comprende las masas desde el nivel 150, hasta el nivel 290.

7.7.1.2 - Construcción del modelo numérico. Kriguaje del haz Central

Se estimarán, como ya se ha indicado, sólo los bloques circunscritos a los

cuerpos mineralizados, pertenecientes al haz Central.

El kriguaje se realizó en dos dimensiones, interviniendo para la estimación únicamente los tramos situados en la misma planta que el bloque a estimar. Se empleó una elipse de alcances de 120 x 40 m (alargada en la dirección de los haces en planta) centrada en cada bloque, de manera que para la estimación de dicho bloque solo interviniesen los tramos interiores a ella. De esta forma se tiene en cuenta la fuerte anisotropía geométrica puesta de manifiesto por el análisis estructural.

Al realizarse el kriguaje en dos dimensiones, los cuerpos mineralizados probables o interpolados, es decir aquellos que no están definidos por impactos de sondeos en la planta de referencia, sino que están situados por interpolación, entre impactos a cotas superiores e inferiores, no han podido ser estimados.

Con el fin de reducir el efecto provocado por la existencia de algunos tramos de ley en WO_3 muy elevada, de carácter errático, se decidió dividir por dos, aquellas leyes superiores a 10.000 g/t. Asimismo, las leyes nulas, correspondientes a tramos no analizados, se sustituyeron por una ley de 50 g/t (que hemos considerado como un *fondo metal*).

7.7.1.3 - Kriguaje bajo restricción geológica. Resultados

Para que los datos a utilizar en la estimación sean geológicamente homogéneos con los bloques a estimar, minimizando así el "*efecto de borde*", se impone a los estimadores la condición de que su código geológico se corresponda con el del bloque, en este caso con el código **2** propio del haz Central y si no, son rechazados. Bien entendido que intervienen no sólo los tramos mineralizados, correspondientes a paso de filones (código **22**), sino también los tramos estériles correspondientes a espacios interfilones (código **20**).

Con los resultados del kriguaje, se dibujó un juego de plantas (desde la 150 a la 290) representando los bloques krigeados y las leyes en WO_3 obtenidas. Para estas leyes, se ha empleado un código de colores, similar al de las plantas del modelo morfológico. En la figura 7.13 se presenta un ejemplo de estas plantas, con la representación de los bloques estimados, y sus leyes.

Los resultados del krigeaje, muestran un cierto "ensuciamiento" de las leyes, producido por el efecto de borde, del que ya se ha hablado. Así, las leyes krigeadas de cada planta son, en media, algo inferiores a las obtenidas por el método morfológico empleado en la estimación.

La comparación de la estimación morfológica, con la del krigeaje, nos muestra que ésta da un **15%** menos de ley, con un **8%** más de tonelaje, que no llega a compensar dicha dilución, por lo que en metal contenido, el krigeaje da una **subestimación del 8%**.

Este efecto, podría haberse minimizado (o eliminado) reduciendo más el tamaño de la elipse de alcances antes descrita, o bien utilizando únicamente los tramos de código **22** (intra-haz) para el krigeaje. Sin embargo, cualquiera de estas dos medidas, hubiera provocado que un gran número de bloques quedaran sin estimar, por falta de tramos próximos a ellos.

Por otra parte, este "ensuciamiento" puede servirnos como referencia de lo que podría representar, en el caso más desfavorable, la dilución de leyes por la operación minera.

En la tabla 7.10, se presenta la comparación, planta por planta, entre las cubicaciones morfológica y por krigeaje, del haz Central.

Como se puede apreciar, los resultados de ambos métodos son muy coherentes, y las diferencias que presentan, están en la línea habitual: **El krigeaje da más tonelaje, pero menor ley que el método morfológico**. Se confirma una vez más, que las estimaciones por krigeaje tienden a ser conservadoras. Traducido a metal contenido, toneladas de WO_3 , la estimación por krigeaje es un **8%** inferior a la morfológica.

El total de bloques que se han podido estimar, es de 888, que representan 11.840.000 toneladas (de los cuales 60, corresponden en realidad a partes ya explotadas en los niveles altos de la corta). Se trata, por tanto, de una proporción muy importante de los recursos totales (un 38%), y mucho más importante, en relación con las reservas delimitadas por los diseños de corta realizados a continuación, para los que en todos los casos lo krigeado representa más del 60% del mineral contenido.

La ley media en WO_3 resultante, ha sido de 1.140 g/t (1.173 si se excluyen los bloques ya explotados) con una desviación típica de 1.039 y un coeficiente de variación de 91. La fluctuación de leyes queda reflejada en el histograma de frecuencias de la figura 7.15.

Tabla 7.10 Comparación entre cubicaciones, por método morfológico y por Krigeaje, del Haz Central

PLANTA	MORFOLOGICO		KRIGEAJE	
	Superficie(m ²)	Ley WO ₃	Superficie(m ²)	Ley WO ₃
290	10.480	1.205	14.000	747
285	8.920	754	10.500	626
280	6.760	1.163	6.000	1.207
275	8.210	1.335	15.000	956
270	27.000	662	29.000	628
265	37.680	1.191	38.000	1.097
260	34.080	1.645	36.000	1.102
255	27.010	882	31.000	796
250	33.820	1.576	31.000	1.092
245	30.660	1.136	35.000	953
240	26.520	1.172	28.000	915
235	23.040	1.316	26.000	1.091
230	30.600	1.135	32.000	865
225	13.340	972	12.000	770
220	21.300	1.001	24.000	961
215	38.170	1.025	44.000	931
210	38.280	1.114	41.000	871
205	35.180	1.486	36.000	1.604
200	40.870	2.282	43.000	2.098
195	38.590	1.686	44.000	1.594
190	32.100	1.993	41.000	1.915
185	11.940	1.888	17.000	1.041
180	16.900	2.709	20.000	1.794
175	24.980	1.230	20.000	946
170	27.500	886	28.000	630
165	32.280	1.397	32.000	1.427
160	23.800	1.965	24.000	1.588
155	23.000	1.332	26.000	1.275
150	15.950	1.200	14.000	771
TOTAL	738.960	1.381	797.500	1.173

Dado que la curva tonelaje-ley, obtenida del krigeaje restringido, nos informa sólo del reparto de leyes sobre las zonas a priori bien mineralizadas, y que para ciertas consideraciones interesa conocer también, cómo se comporta el yacimiento en su totalidad para leyes de corte muy bajas, se decidió realizar también un krigeaje generalizado, sobre

el total del yacimiento, cuerpos mineralizados más roca encajante, mineralizada o no.

7.7.1.4 - Krigeaje generalizado

Este *krigeaje generalizado* se ha realizado entre las plantas 170 a 290, intervalo suficientemente representativo para la determinación de la curva tonelaje-ley sobre la totalidad del yacimiento.

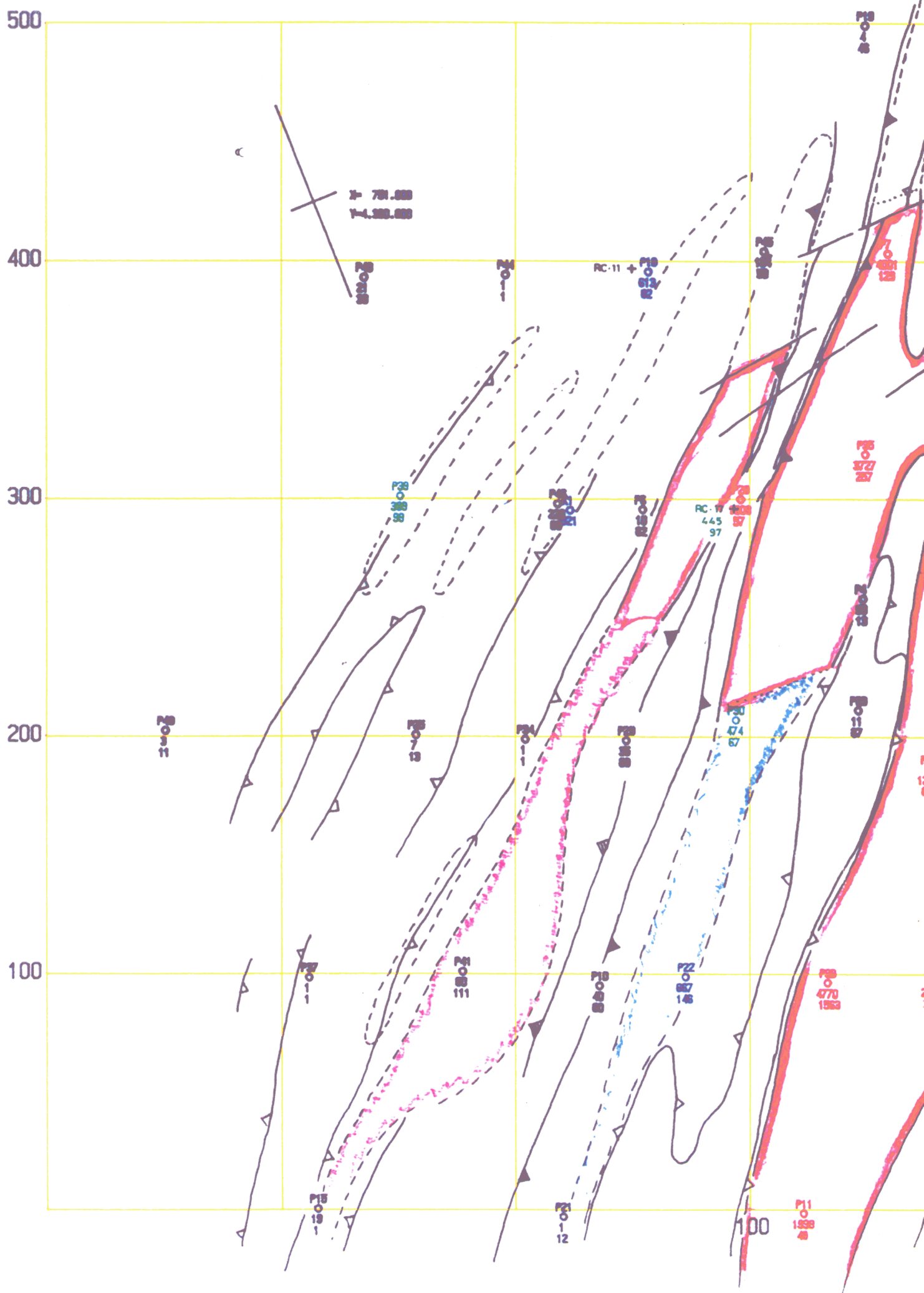
Llamamos *krigeaje generalizado*, al realizado sobre la totalidad de los bloques incluidos en las plantas, en lugar de limitarnos a los bloques interiores a las masas mineralizadas. Por lo demás, la mecánica seguida ha sido la misma que en el caso del haz Central, aunque **sin ninguna restricción geológica**.

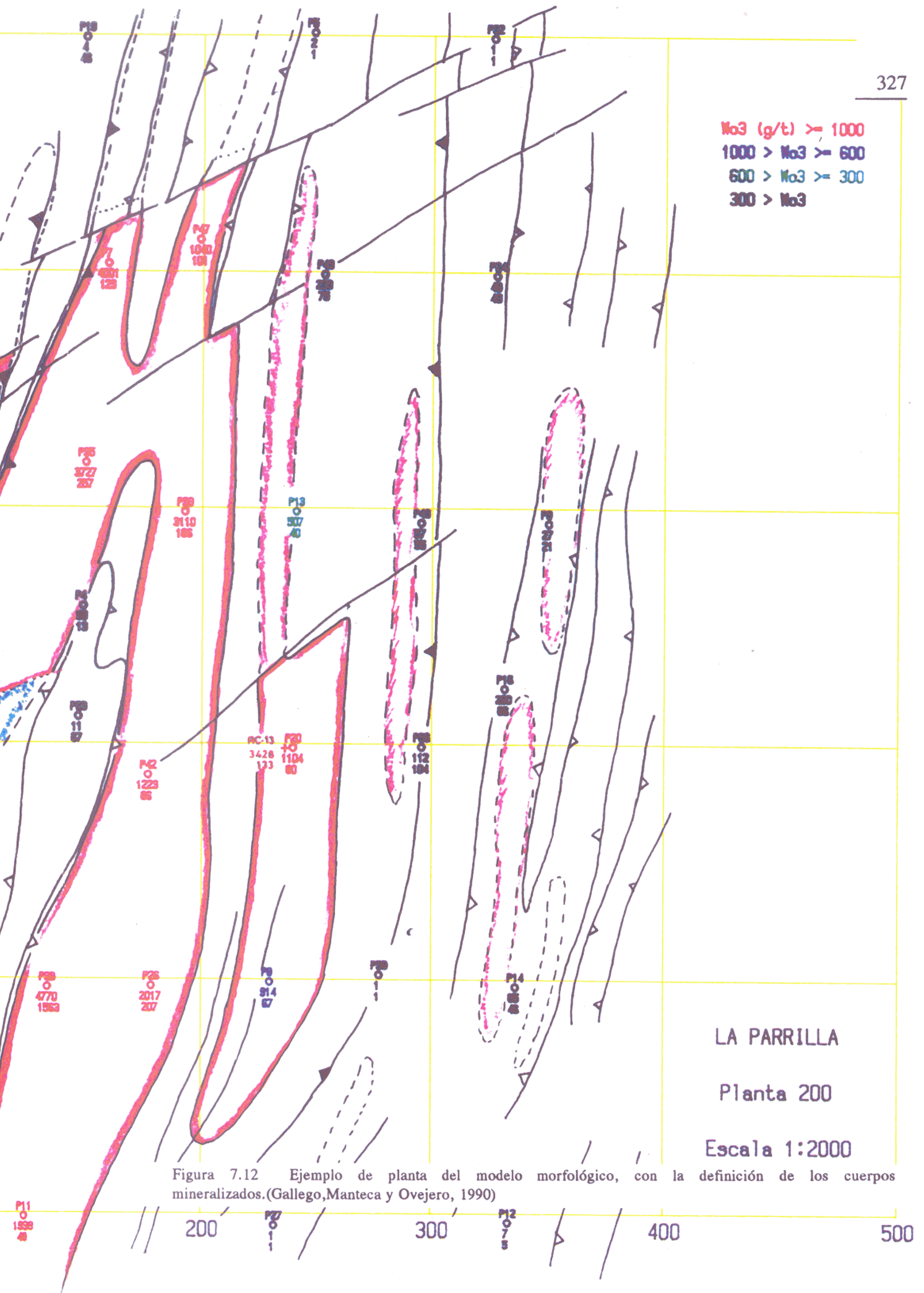
En esta ocasión, el "*efecto de borde*" en los límites de las zonas mineralizadas, no nos preocupa, pues será compensado por un efecto de sentido contrario, en los límites de las zonas estériles.

El total de bloques estimados, es de 6.085, que representan 83.973.000 t, con una ley media de 422 g/t, una desviación típica de 729 y un coeficiente de variación de 173. Se observa cómo, lógicamente, al tratarse aquí de un colectivo heterogéneo, el coeficiente de variación se duplica, en relación al de los bloques del *krigeaje restringido*.

A partir de este *krigeaje* se elaboran también unas salidas gráficas, planta por planta, con la expresión de los bloques y de los valores asignados. En la figura 7.14, se presenta un ejemplo.

El reparto de leyes, dentro de este gran volumen, se representa en el histograma de frecuencias de la figura 7.16. Por otra parte, sobre la correspondiente curva acumulativa, o curva t/l, se puede apreciar el efecto de las diversas leyes de corte.





500

400

300

200

100

X= 781.000

Y=4.380.000

2784

3253

3688

2210

2858

2558

474

1351

1344

1932

474

1092

1546

1011

3043

2570

1677

3637

3564

1777

3030

3035

3290

100

Mo3 (g/t) ≥ 1000

$1000 > \text{Mo3} \geq 600$

$600 > \text{Mo3} \geq 300$

$300 > \text{Mo3}$

KRIGEAGE

HAZ CENTRAL

N. BLOQUES: 43

LEY HAZ: 2098

LA PARRILLA

Planta 200

Escala 1:2000

Figura 7.13 Ejemplo de planta del krigeaje restringido del haz Central. (Gallego, Manteca y Ovejero, 1990)

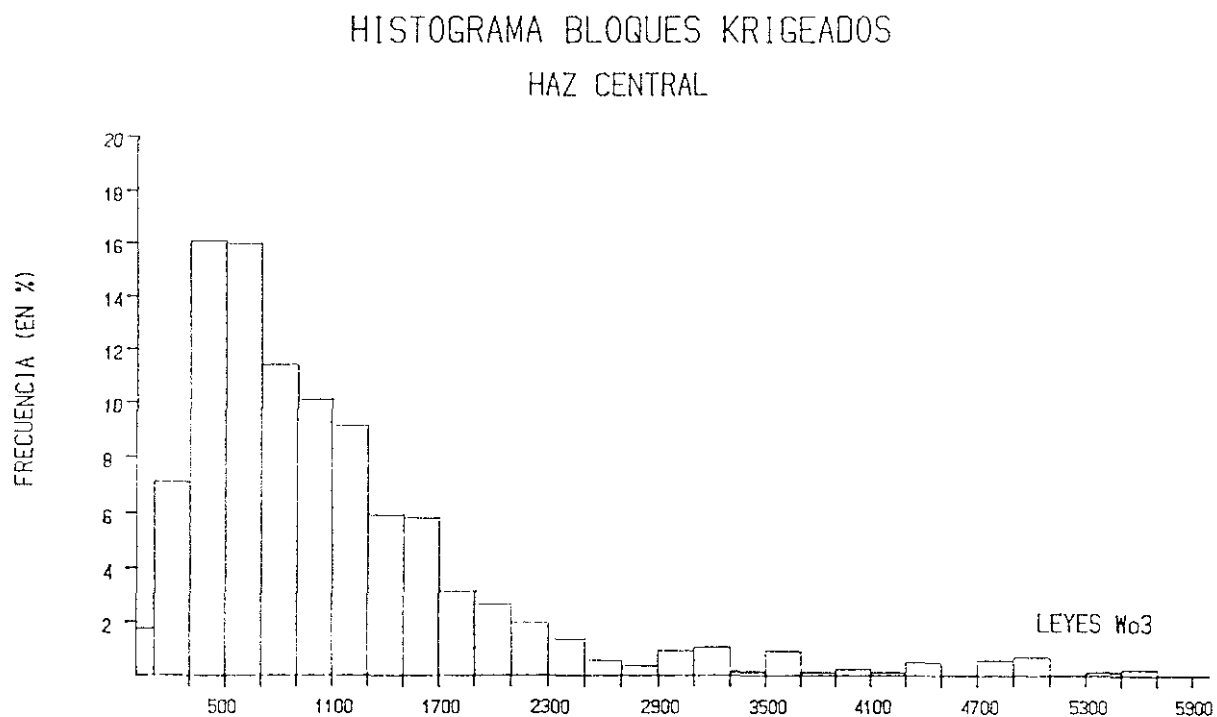


Figura 7.15 Histograma de leyes del haz Central, según el Krigeaje restringido.

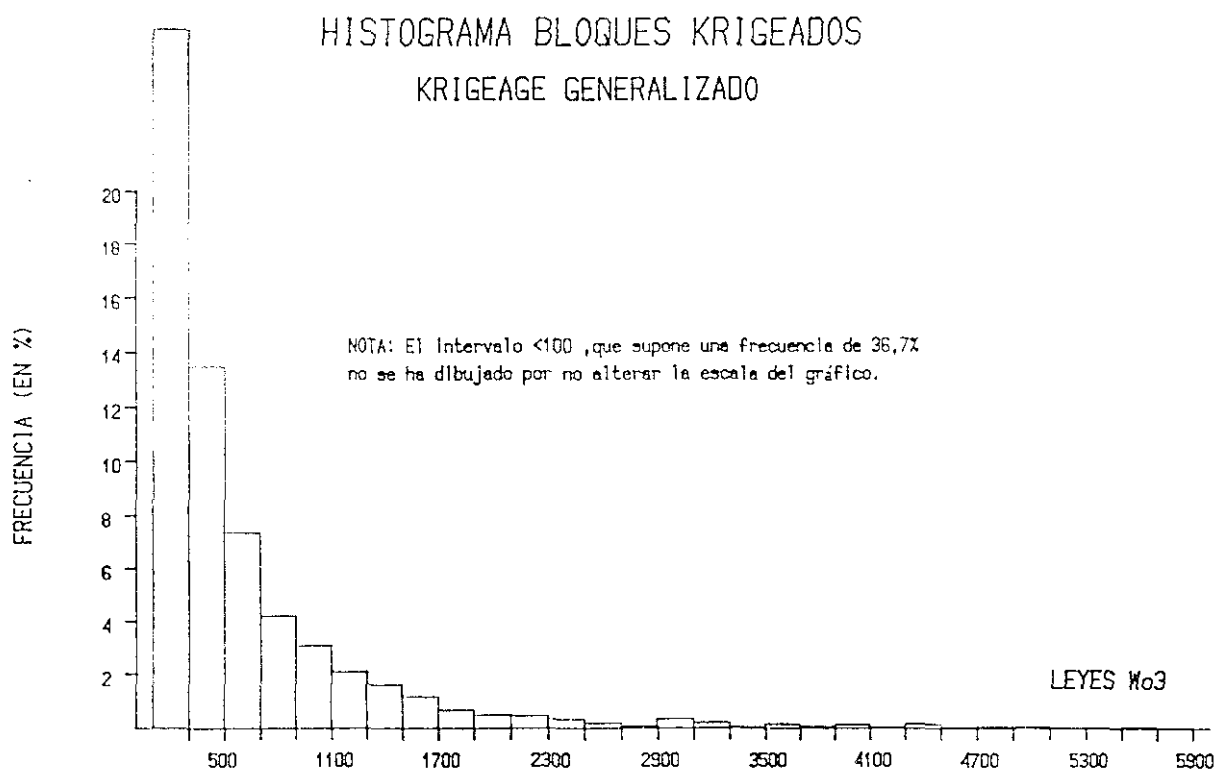


Figura 7.16 Histograma de leyes para el conjunto del volumen mineralizado, según el Krigeaje generalizado.

7.7.2 - Estimación de Recursos

7.7.2.1 - Cubicación por modelo morfológico

A partir del modelo geológico, se han definido los límites de los cuerpos mineralizados, para leyes de corte de 300, 600 y 1.000 ppm, integrando la información de los perfiles verticales y de las secciones horizontales del yacimiento.

Los criterios adquiridos a partir del estudio geológico y del análisis estructural, han servido de guía para el *contorneo* de los cuerpos. Tras dicho *contorneo*, se han estimado las correspondientes leyes medias, planta por planta. Cuando los cuerpos minerales presentan en su interior zonas heterogéneas, en cuanto a leyes, se les ha dividido en partes y asignado las correspondientes medias.

La ley de los cuerpos mineralizados en cada planta, se estima mediante la media de los tramos de sondeos "*composites*" incluidos en ellos. Cuando, como consecuencia de la superposición de las dos campañas de sondeos, o de los sondeos duplicados R.C., aparecen dos o más sondeos muy próximos entre sí, se sustituyen por su valor medio.

Las leyes superiores a 10.000 ppm se consideran como erráticas y entran en la estimación con un factor del 50%. A los tramos no analizados, por ser considerados estériles a priori (caso frecuente en los sondeos de Peñarroya) se les asigna una ley de 50 ppm en WO_3 , considerada como "fondo" para el yacimiento.

De esta forma, los haces mineralizados se han ido individualizando, para cada banco de 5m, en lentes o "*patatas*", que se agrupan según las siguientes categorías (ver figura 7.11):

- Con ley > 1.000 g: Mineral o T1 (contornos en rojo)
- " " > 600 y < 1.000 g: Marginal o T2 (" en azul)
- " " > 300 y < 600 g: Mineral pobre (" en verde)

En cada planta se han valorado también las lentes de *mineral probable* (contornos en amarillo), esto es, aquel que no está definido por impactos directos de sondeos en la

planta, sino que viene deducido por interpolación, entre sondeos a niveles superiores e inferiores al de referencia. Se han cubicado todos los cuerpos minerales del modelo morfológico, entre los niveles 50 y 300, el resultado se resume en la tabla 7.11.

7.7.2.2 - Cubicación por krigeaje

A partir del modelo numérico, también podemos llegar a una estimación de los recursos totales. Para ello utilizaremos el *krigeaje generalizado*.

El krigeaje generalizado, se ha realizado, por razones técnicas, no sobre la totalidad del yacimiento, sino sólo entre los niveles 170 y 300, como ya se indicó anteriormente. Por tanto, debemos hacer una extrapolación de su curva tonelaje-ley, al volumen total del depósito.

Esta extrapolación, la hacemos por referencia al modelo morfológico, de acuerdo con el cual, la proporción de recursos por encima del nivel 170, es del 65 % del total, quedando por debajo de dicho nivel el 35 % restante.

Por tanto, podemos concluir lo siguiente: Dado el volumen de yacimiento krigeado por encima de la cota 170, de 6.085 bloques, correspondientes a 83.973.000 toneladas, el volumen total entre la cota 50 y la superficie, será de $6.085/0,65 = 9.361$ bloques (129.181.000 toneladas).

De acuerdo con la curva tonelaje-ley, el mineral T_1 (>1.000 ppm) total, es igual a 1.123 bloques (15.497 kt.), con ley media de 1.869 ppm de WO_3 y el marginal T_2 (>600 y <1.000 ppm) es igual a 1.096 bloques (15.125 kt.) con una ley media de 664 g.

Sumando T_1 y T_2 , resultan **30.622.000 t** a una ley de **1.274 g**.

Como se puede comprobar en la tabla 7.11, existe una coincidencia notable, entre las dos estimaciones, hechas por dos métodos tan diferentes, lo cual nos confirma la robustez de la modelización realizada, y nos permite tener, a nivel de los recursos totales, una gran

confianza en los valores obtenidos. La media de ambas estimaciones sería **31.280.000 t** con **1.310 g de WO₃**.

Tabla 7.11 Resultados comparativos entre las estimaciones por el método Morfológico y por Krigeaje generalizado.

CATEGORIA DE MINERAL	CUBICACION MORFOLOGICA		KRIGEAJE GENERALIZADO	
	Tonelaje (kt)	Ley WO ₃	Tonelaje (kt)	Ley WO ₃
MINERAL T ₁	10.802	1.676	-	-
PROBABLE T ₁	9.479	-	-	-
TOTAL T ₁	20.281	1.676	15.497	1.869
MINERAL T ₂	4.322	768	-	-
PROBABLE T ₂	7.340	-	-	-
TOTAL T ₂	11.662	768	15.125	664
TOTAL T ₁ + T ₂	31.943	1.344	30.622	1.274

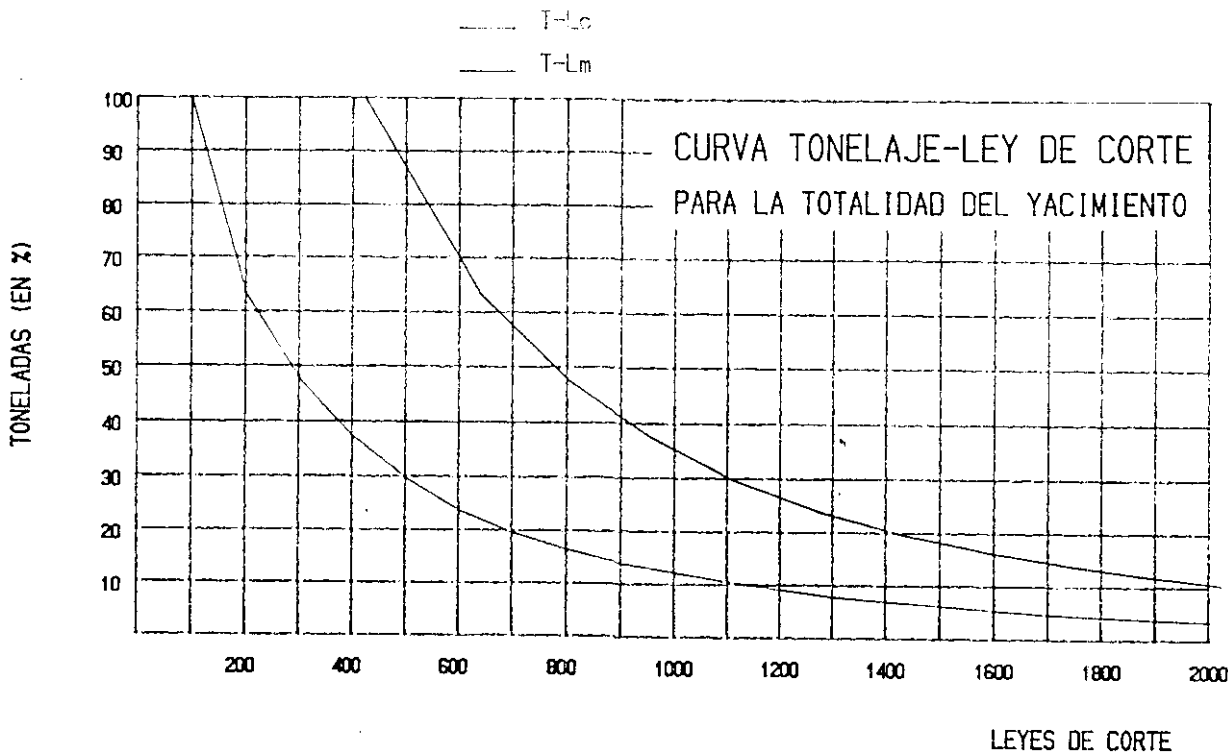


Figura 7.16 Curvas tonelaje ley de los recursos totales del yacimiento, en base al krigeaje generalizado. (Gallego, Manteca y Ovejero, 1990).

En la figura 7.16, se presenta la curva tonelaje-ley de los recursos totales.

7.8 - Diseños de corta

Se han realizado un total de 8 diseños de corta, en busca de la solución más conveniente. En principio, se han considerado opciones que permiten la máxima recuperación de los recursos disponibles.

A este criterio obedece la versión PL-135 (ver fig. 7.17: Diversos diseños de corta) que, con fondo de fosa en la planta 135, permite recuperar 22,5 Mt de mineral, es decir el 72% de los recursos totales, con un estéril de 71.109.000 t y el consiguiente ratio E/M de 3,15.

A partir de aquí, se han buscado diseños más restrictivos, tratando de minimizar la relación E/M, que es el parámetro intrínseco que se muestra más decisivo, de cara a una optimización económica del diseño de corta; ya que el otro que podía ser prioritario, la ley en WO_3 , se mantiene bastante constante para las distintas versiones.

La repercusión del ángulo de talud, sobre el volumen de estéril de la corta, es importante, aunque variable (tanto en términos absolutos como relativos), en función de la amplitud del diseño. Así para la versión máxima (PL-135) cada grado de diferencia en el talud, repercute en unos 2 Mt, reduciéndose esta incidencia, hasta 0,5 Mt por grado, para los diseños más restringidos.

Finalmente, el diseño seleccionado ha sido el denominado PL-185 (ver fig. 7.17) que aporta 10.722 kt. de mineral, con un estéril de 22.508 kt. y una relación E/M de 2,10 que es la más baja de las encontradas.

En la figura 7.17 se representa gráficamente, una síntesis de los parámetros de los diferentes diseños.

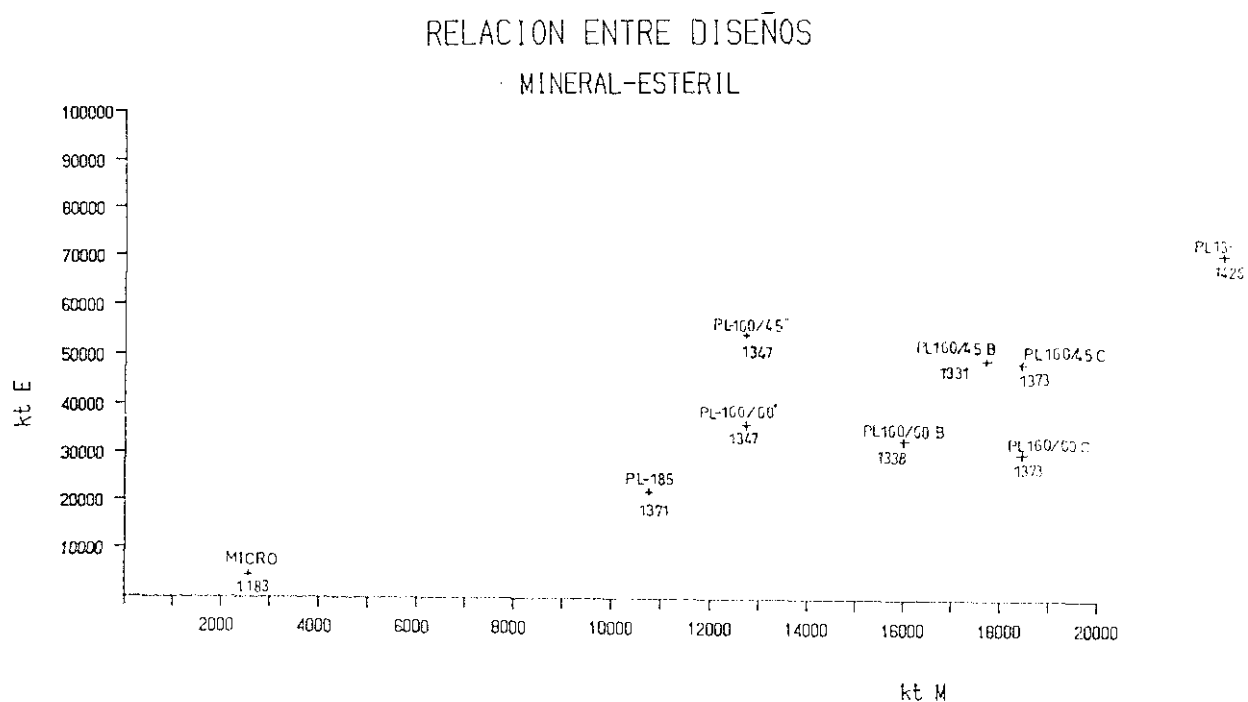


Figura 7.17 Síntesis gráfica de los parámetros de los diferentes diseños.

8 - RESUMEN Y CONCLUSIONES

8 - RESUMEN Y CONCLUSIONES

En este capítulo se presenta un resumen de la investigación realizada dentro de la variada problemática de la geología de mina, así como de una serie de experiencias adquiridas en el seguimiento diario, de la explotación de un yacimiento. Paralelamente a este resumen, se van señalando las principales conclusiones que se obtienen de cada capítulo.

Algunos de los puntos que se desarrollan en esta tesis, pueden parecer más propios de un informe técnico, que de una memoria de investigación; sin embargo, he considerado que era también importante, recoger y transmitir, al menos en parte, un patrimonio del "saber hacer" técnico, fruto de la experiencia profesional de muchos años, y del pragmatismo que impone el vivir día a día, los problemas de una mina.

En la presente tesis se desarrollan dos aspectos fundamentales de la geología de mina:

- 1) La modelización de un yacimiento mineral y la subsiguiente estimación de reservas.
- 2) El seguimiento y control geológico de su explotación minera, que va a permitir adaptar el modelo a las características reales del yacimiento a la escala de trabajo.

Respecto al primero de ellos, sobre el que existe una bibliografía relativamente abundante, lo destacable y original del presente trabajo, se refiere al particular enfoque y a la sistemática propuesta, dirigida a conjugar los criterios geológicos y geoestadísticos, para llegar a un modelo numérico, adaptado a la naturaleza real del yacimiento.

Respecto al segundo aspecto, sobre el que la bibliografía es prácticamente inexistente, se puede considerar en gran parte original, pues si bien en la práctica minera es habitual el

empleo de técnicas de control de leyes, o de control de calidad del mineral, no se ha publicado ningún trabajo que formalice la correspondiente problemática, o proponga una sistemática general de estos procesos.

Estos dos aspectos están interrelacionados entre sí, y así se contemplan en la tesis. En efecto, la estimación de las reservas y la modelización del yacimiento en que se apoya, se basan en un nivel de información inicial limitado, en tanto que, en el control geológico de la explotación, a medida que avanza ésta, se va generando una información mucho más rica y abundante, que aparte de su aplicación inmediata como guía de la operación, a corto plazo, va a servir también para una retroalimentación del modelo inicial, de manera que éste se vaya adaptando cada vez más, a la compleja realidad del yacimiento, lo que permitirá unas mejores previsiones para el medio y largo plazo.

La modelización del yacimiento, concretada en un modelo numérico de mismo, en base a las técnicas geoestadísticas, va a permitir conocer las reservas "in situ" dentro de un determinado diseño de explotación, establecer una planificación a largo plazo, etc. Pero no permitirá conocer las verdaderas reservas recuperables, ni guiar una correcta selección del mineral a la escala real de trabajo, ni el establecimiento de unas previsiones fiables a corto plazo. Para esos fines, es preciso recurrir a la adquisición y procesamiento de un segundo nivel de información (*preexplotación*), que se obtiene progresivamente, mediante el seguimiento y control geológico de la explotación.

- - En el capítulo 2, se hace una revisión de los **aspectos estadísticos y geoestadísticos** de las concentraciones minerales, a las diversas escalas de organización, y particularmente en lo referente a las relaciones entre tonelajes y leyes metal. Así mismo se hace una revisión de algunos **aspectos económicos** básicos para la valoración de los depósitos minerales, particularmente de los llamados *parámetros de corte*. En relación con éstos, y para el caso de los depósitos polimetálicos, se propone la utilización de un parámetro único, el *role*, que sintetiza las leyes y rendimientos metal de los n elementos valorizables contenidos en el mineral bruto. Se analiza también el significado y validez de las *curvas tonelaje-ley*, en relación con factores como la técnica de estimación, la diferencia de tamaño entre los bloques de estimación y los de explotación, etc.

- - En el capítulo 3, referente a la **modelización y estimación de reservas**, se propone una sistemática, que ha sido desarrollada, adaptándola con éxito a diversos contextos

geomíneros, como se recoge en los casos estudio de los capítulos 6 y 7. Dentro de dicha sistemática general, se encuentran una serie de puntos, que ya sea por su contenido o por la forma de tratarlos, constituyen otros tantos aspectos originales o aportaciones de esta tesis.

Entre esos puntos que se tratan con especial énfasis, en primer lugar, está el análisis y depuración de los datos, en la seguridad de que toda base de datos contiene errores que es preciso eliminar. En la valoración de la mina La Parrilla se realizó la prueba de estimar el metal contenido, a partir de la base de datos, original, supuestamente correcta, y posteriormente a partir de dicha base sometida a depuración. Los valores estimados según la base depurada resultaron ser un 20% superiores a los primeros.

Pero el punto más destacable por su importancia y lo que supone de aportación propia es el referido a la *modelización* y más concretamente, a la relevancia que se da a la *adaptación del modelo numérico, al modelo geológico previo*. En efecto, en el presente trabajo se postula la necesidad de que todo modelo numérico de un yacimiento, sea coherente con sus características geológicas. A tal fin se proponen una serie de pautas: En primer lugar la codificación geológica de los datos, y a continuación la realización de los sucesivos tratamientos, condicionados a dichos códigos o *bajo restricción geológica* (análisis estadísticos, construcción de los variogramas, elaboración del modelo morfológico de bloques, y krigeaje de los mismos).

- Mención especial merece este último proceso, el krigeaje, por su importancia en el proceso de estimación y la forma en que se aplica, bajo restricción geológica.

En el *krigeaje convencional*, se opera estableciendo una matriz de bloques paralelepípedica, supuestamente homogénea, que engloba a la mineralización, tras lo cual todos los bloques de dicha matriz se interpolan en base a un mismo criterio o esquema de krigeaje, con arreglo a unos coeficientes de interpolación determinados. Al no establecerse unas restricciones geológicas para este proceso, puede darse que en la estimación de un mismo bloque, intervengan muestras heterogéneas, correspondientes a distintos tipos de mineralización, a un contexto litológico ajeno al del bloque que se pretende estimar, etc. El modelo numérico así elaborado, presentará una fuerte distorsión frente al yacimiento real, tanto mayor cuanto más compleja sea su estructura geológica.

En cambio, en la aplicación del *krigeaje bajo restricción geológica*, que propugnamos en este trabajo, en primer lugar, la matriz de bloques, nunca es un volumen arbitrario ni regular, sino que está ajustado al contorno de los cuerpos mineralizados, y en ella se

discriminan las zonas heterogéneas, debidas a diferencias en el tipo de mineralización o en la roca encajante. En segundo lugar, para la interpolación de los bloques sólo se hacen intervenir aquellas muestras geológicamente afines u homogéneas con el bloque en cuestión.

Por todo ello, se propone la utilización del krigeaje bajo restricción geológica, siempre que los cuerpos mineralizados tengan unos límites geológicos netos (caso normal en los depósitos estratiformes), y a tal fin se presenta el correspondiente organigrama del proceso. El krigeaje convencional, o sin restricción, deberá reservarse para aquellos cuerpos mineralizados homogéneos, sin límites geológicos precisos, con límites difusos o económicos.

- - El capítulo 4, que trata del **seguimiento y control geológico de la explotación**, considero que es la parte más original de la presente tesis. El interés de esa función de seguimiento y control, radica en la insuficiencia del modelo inicial del yacimiento, obtenido en la fase de proyecto, para servir de guía de la explotación, y por tanto en la necesidad de obtener un modelo más próximo a la escala real de trabajo, o modelo final, que permita guiar con acierto la explotación del yacimiento.

Con tal propósito, se ha formalizado una sistemática de trabajo, según la cual se propugnan tres tipos de controles sobre el yacimiento: *Control morfológico*, *control cuantitativo o de leyes* y *control cualitativo o del carácter mineralúrgico*. La integración de estos tres tipos de control, nos permite elaborar el *modelo final*. Esto es un modelo del yacimiento, adaptado a la escala real de trabajo, y que refleja realmente las particularidades morfológicas, la variabilidad de las leyes, y las heterogeneidades mineralógicas, y que por tanto, va a servir de guía directa para su explotación, posibilitando el establecimiento de previsiones fiables a corto plazo, y la realización de una explotación selectiva

Este conjunto de controles, y el correspondiente tratamiento de los datos, constituye la llamada fase de *preexplotación*. La sistemática propuesta es válida para cualquier tipo de yacimiento, si bien en función de la naturaleza de éstos, uno u otro de los tres controles posibles pasará a ser prioritario.

El seguimiento o control geológico de la explotación minera, permite ir aumentando el conocimiento integral del yacimiento, e ir mejorando progresivamente el modelo inicial, a medida que se desarrolla la explotación. De esa mejora del modelo, puede derivarse la redefinición de los límites del proyecto, o el descubrimiento de nuevas reservas en zonas adyacentes.

De estos tipos de controles, el cuantitativo, o control de leyes, es el más conocido, y empleado en la práctica minera habitual, pero los otros dos lo son mucho menos. El control cualitativo o mineralúrgico, de hecho, es algo totalmente original, al menos llevado con el carácter sistemático y general que aquí se presenta, que se ha desarrollado por exigencias de la naturaleza tan sumamente heterogénea de los minerales de la Sierra de Cartagena.

- El *control morfológico*, basado principalmente en el levantamiento geológico sistemático de los bancos de la corta, ha permitido mejorar el conocimiento del yacimiento, especialmente la morfología de los cuerpos mineralizados, la importancia de los controles estructurales de la mineralización, etc. Estos aspectos han sido fundamentales para la explotación de algunos depósitos, como en el caso de *Los Blancos*, con una geometría muy compleja, donde el mineral estratiforme reproduce las estructuras plegadas de las rocas encajantes, de tipo isoclinal, con aumento de potencia en las zonas axiales, y reducción de la misma, o incluso desaparición en las zonas de flancos, a lo que se añade un enriquecimiento preferencial a lo largo de estructuras de fracturación tardías.

- Respecto al *control de leyes*, cabe destacar la sistemática propuesta, en la que se comparan las diferentes modalidades de este control, la representatividad de los distintos tipos de sondeo, y la optimización de la malla de éstos. Se incide mucho en la fiabilidad de los datos, y a partir de la rica información experimental disponible, se realizan análisis estadísticos en esa línea, determinando la incidencia del empleo de uno u otro tipo de sondeo sobre la selectividad del mineral y por tanto sobre los resultados económicos.

Concretamente, para el caso de la cantera *Tomasa*, la conclusión es que los sondeos de martillo subestiman las leyes en un 9% respecto a los de circulación inversa. La repercusión minera de esta subestimación, depende de la ley de corte aplicada y del tamaño del bloque de explotación, y se traduce en una mala selección del mineral, de tal modo, que una parte de éste (entre el 15% y el 37%), es enviada a la escombrera, y simultáneamente a esta pérdida, se producirá una dilución, por envío incorrecto de algunos bloques de estéril al lavadero.

- Referente a la *optimización de la malla* para los sondeos de control de leyes, se presentan unas conclusiones muy interesantes, obtenidas al aplicar los correspondientes criterios de optimización, sobre un yacimiento ya explotado, Los Blancos II, lo que ha permitido valorar la repercusión de la configuración y orientación de la malla sobre la selección del mineral y los resultados económicos. Las conclusiones respecto a este punto son bastante espectaculares: La malla seleccionada como óptima, de 7 x 28 y orientación N-160º,

comparada con la malla inicialmente adoptada, de 10 x 10 y orientación N-14°, proporciona la misma precisión de información, pero con la mitad de coste económico.

- En relación al *control cualitativo o mineralúrgico*, y de su aplicación en estos yacimientos, es destacable la puesta en evidencia de la importante repercusión de ciertas características mineralógicas, texturales y químicas de los materiales, en relación con su comportamiento industrial. En efecto, las anomalías en el comportamiento del mineral en la planta de concentración, han sido uno de los principales problemas que presentaba el aprovechamiento de estos yacimientos de la Sierra de Cartagena, de ahí que durante largo tiempo se haya centrado una actividad investigadora, en la detección de los factores causantes de tales comportamientos anómalos, y en su localización espacial dentro de los yacimientos.

Como resultado de dicha investigación se han conocido aspectos mineralógicos tan importantes, como la presencia de los carbonatos complejos de Mn,Fe,Zn y su repercusión en el bajo rendimiento Zn del lavadero; la influencia de los minerales arcillosos, la influencia de los sulfatos solubles en zonas alteradas, la influencia de ciertos factores texturales, etc. Todos estos aspectos se han recogido en el apartado 4.4 .

Dentro de la misma línea de investigación, se debe reseñar la realización de análisis estadísticos en busca de correlacionar ciertos datos analíticos de los minerales, con su rendimiento metal, y ahorrar así, al menos en parte, los costosos ensayos mineralúrgicos de laboratorio. Como conclusión de los mismos se obtuvieron una serie de criterios o guías para prever aproximadamente el rendimiento metal, si bien sólo válidos para un determinado tipo de yacimiento. Tales son los parámetros S/Zn, OZn/Zn, Zn/Pb para la previsión del rendimiento metal Zn en la corta *Sultana*.

Gracias al control cualitativo sistemático, junto con los resultados de la línea de investigación citada, la marcha de la planta de concentración ha podido ser más o menos regularizada. El conocimiento por adelantado del comportamiento mineralúrgico de las distintas zonas y tipos de mineral del yacimiento, permite establecer, una homogeneización del material, antes de su envío al lavadero; o bien evitar el tratamiento de tipos de mineral muy conflictivos. También permite planificar el tratamiento de ciertas zonas del yacimiento que requieren un trato diferencial y por tanto, ciertas modificaciones de la "receta" del lavadero.

- - En el capítulo 5, se proponen las pautas para una explotación selectiva del mineral, y se analiza el *efecto de dilución* de las leyes al ejecutar sobre el terreno esa selección del mineral (*se produce más tonelaje del previsto pero a menor ley*), y sus causas. Se determina la cuantía de este efecto en las explotaciones de la SMMPE en la Sierra de Cartagena. Así sabemos que para el Pb, la dilución media anual, oscila entre el 6% y el 14%, mientras que para el Zn es siempre inferior al 5%.

- Se incluyen también en el capítulo 5, unos apartados, fundamentalmente técnicos, relativos a la planificación del mineral a corto y medio plazo. Se propone una sistemática a tal fin, apoyada por unos organigramas, para la elaboración de dichos planes.

- También se propone una metodología para el *análisis de las desviaciones de las estimaciones*, respecto de los resultados reales, y la introducción de coeficientes correctores. Para el caso concreto de los diferentes yacimientos de Sierra de Cartagena, se analizan los modelos iniciales, en relación con los resultados reales, y se sacan diversas consecuencias.

Las estimaciones por krigeaje, tienden a subestimar las leyes y sobrestimar el tonelaje. El caso de cantera *San Valentín*, con una subestimación del 15% en Pb+Zn, es muy característico. Las estimaciones por el método morfológico, por el contrario, tienden a subestimar el tonelaje y sobreestiman las leyes reales. Son representativos de ello los casos de las canteras *Los Blancos* y *San Valentín II*.

Se demuestra que, *esos modelos iniciales, en general, son conservadores en relación con el metal realmente obtenido posteriormente. Contrariamente los modelos finales, o estimaciones de preexplotación, resultan siempre optimistas, debido principalmente a un efecto de dilución del mineral, en relación con la técnica de explotación.* Es decir la selección práctica del mineral sobre el terreno, no es tan fina como se planifica sobre los planos de preexplotación.

Por lo tanto, *los resultados reales a obtener, estarán comprendidos entre las previsiones del modelo inicial o Proyecto y las del modelo final o Preexplotación, si bien como es lógico, más cerca de estos últimos.*

- - Finalmente, en los capítulos 6 y 7, se desarrollan dos casos de estudio, en los que se aplica la sistemática de estimación de reservas propuesta en el capítulo 3. Se han tomado

dos contextos geomíneros muy diferentes: *Sultana*, en la Sierra de Cartagena, y *La Parrilla*, en Cáceres. Se demuestra así el carácter general de la metodología propuesta, y la flexibilidad de la técnica de modelización. En el capítulo 7, particularmente, se pone de manifiesto el ya señalado carácter relativo de la información de los sondeos, y de la gran influencia del tipo y características de éstos, sobre la validez de las estimaciones. Tres campañas diferentes de sondeos, llevan a diferentes resultados, ninguno de los cuales se ajusta exactamente a los valores reales, conocidos tras la "reconstrucción" del mineral producido, en base a un "test mina".

- A lo largo de la presente tesis, una de las conclusiones repetitivas que se obtiene, es que *la información de base, en la que se apoya la valoración de reservas, la elaboración de proyectos y la toma de decisiones mineras, tiene un valor relativo, dependiente de factores tales como la técnica de sondeos, la configuración de la malla, y otros, y de su representatividad frente a las características del yacimiento.*

En efecto, se muestra con ejemplos concretos, como el caso de *Los Blancos II*, cómo la densidad y configuración de la malla de sondeos, determina que ésta sea "sensible" o no, a determinadas estructuras y características del yacimiento.

También se pone en evidencia el hecho de que la técnica y tipo de sondeo, condiciona la validez de éstos como muestra representativa de las mineralizaciones. El porcentaje de recuperación de muestra y su regularidad, será el factor clave de esa representatividad, que sin embargo rara vez es tenido en cuenta a la hora del tratamiento de los datos para la evaluación del yacimiento.

El grado de representatividad de los sondeos a testigo, no será el mismo, en principio, que el de los sondeos destructivos, de circulación directa o de circulación inversa, que puede ser mayor o menor, según los casos. También puede ocurrir que cada tipo de sondeo introduzca unos sesgos en la estimación aunque de carácter opuesto. El caso de la mina *La Parrilla*, constituye un ejemplo muy ilustrativo: Ni los sondeos de testigo, ni los de circulación inversa, suministran una muestra centrada de la ley de WO_3 ; los primeros la subestiman mientras que los segundos la sobreestiman.

Como forma de contrastar la validez de los sondeos, se propone la realización de diversos tests estadísticos, de los que se dan numerosos ejemplos en los capítulos 4, 6 y 7.

Otra técnica que se propone, no sólo como medida de la validez del muestreo, sino del modelo numérico del yacimiento sobre él desarrollado, es la bautizada como "*test mina*" aplicada en los casos de estudio de *Sultana* y de *La Parrilla*, como se describe en los capítulos 6 y 7. Se trata de la explotación individualizada de algunos paneles representativos, o conjunto de bloques de mina, bajo un estrecho control y seguimiento de la operación mina - lavadero, lo que permite reconstruir los valores del mineral "in situ" (tonelaje, leyes, rendimiento metal), y compararlos con las correspondientes estimaciones del modelo.

**9 - GLOSARIO DE TERMINOS ESPECIFICOS
UTILIZADOS EN ESTA TESIS**

9 - GLOSARIO DE TÉRMINOS ESPECÍFICOS UTILIZADOS EN ESTA TESIS

Alcance: Distancia a partir de la cual el variograma deja de crecer, límite de influencia de una muestra.

Alisado: Efecto de suavizado de la variabilidad real del yacimiento, por efecto de la regularización o de la interpolación de valores.

Análisis estructural: Determinación de la estructura de una variable. Elaboración y análisis de los variogramas, en las distintas direcciones.

Anisótropo: Depósito mineral cuya continuidad varía según la dirección considerada.

Barreno: Perforación cuyo objetivo principal es alojar los explosivos para el arranque por voladura. Accesoriamente el detritus de la perforación puede analizarse para el control de leyes.

Blanquete: Tipo de mineral, donde los minerales arcillosos constituyen la principal ganga de las menas metálicas.

Circulación inversa(C.I.): Técnica de sondeos, en la que el barrido de fluido refrigerante es periférico, por una tubería exterior, mientras que la recuperación de la muestra es conducida centralmente por un tubo interior. Equivale a los términos anglosajones de *Reverse circulation(R.C.)*, y *Central Sample Recovery(C.S.R)*

Composites: Valores de sondeos regularizados según tramos de longitud constante. Dichos tramos coincidirán con la configuración de los futuros bancos de explotación. Equivale a los términos de *datos banqueados* o *datos ponderados*.

Corto plazo: En planificación minera, período inferior a tres meses, normalmente de un mes.

Chivato: Gráfico donde se correlacionan la procedencia y características " de visu" del mineral producido cada día en la mina, con los resultados mineralúrgicos del lavadero.

Decapar: Acción de limpieza del mineral "in situ" por eliminación de la parte superior del banco, estéril o alterada, mediante bulldozer.

Depósito mineral: Volumen rocoso confinando una concentración de una sustancia mineral, con ley netamente superior al fondo geoquímico regional, y de potencial aprovechamiento industrial.

Dilución: Ensuciamiento del mineral con estéril, básicamente en las fases de arranque y carga, con la consiguiente disminución de la ley. También se suele usar el término de *polución*.

Diferenciación: Fase final del proceso de concentración de sulfuros por flotación; consiste en la separación de los diferentes sulfuros, aprovechando su flotabilidad diferencial, para así obtener separadamente concentrados de galena, de blenda, etc. La eficacia de esta separación nunca es absoluta, y siempre habrá algunas pérdidas, con el consiguiente ensuciamiento de los concentrados.

Dosificación: Alimentación de mineral al lavadero, manteniendo constantes unas proporciones relativas de las diferentes calidades de aquél. Importante cuando las características del mineral varían fuertemente de un punto a otro del yacimiento, para poder obtener así marcha regular en la planta de concentración.

Efecto de pepita(C_0): Valor de $\gamma(h)$, cuando $h \rightarrow 0$. El valor medio de las diferencias cuadráticas entre los valores de muestras del yacimiento muy próximas entre sí (por ejemplo muestras situadas a lo largo de las dos mitades de un testigo de sondeo). El cociente C_0/C expresa el grado de aleatoriedad de la variable.

Estimación: Definición, con un determinado grado de precisión, de los diferentes parámetros intrínsecos de un depósito mineral, y no sólo sus valores medios, si no particularizados para las diversas zonas o fracciones del mismo.

Estimación centrada: Aquella en la que el error medio es nulo: $\sum Z_i^* / \sum Z_i = 1$

Estimación sesgada: Aquella en que los errores no están compensados, y como resultado hay una desviación sistemática, bien por exceso o bien por defecto.

Estructura: Organización espacial de la variable. Función matemática que representa la forma en que varía una determinada variable en función de la distancia y de la dirección, dentro de un volumen rocoso. Variograma.

Estructuras anidadas: Estructuras contenidas en otras idénticas a escalas mayores, correspondientes a niveles de organización progresivamente mayores (*Schémas gigognes*).

Expresión mineralógica: Conjunto de características composicionales y texturales, que determinan la calidad industrial de un mineral y condicionan su comportamiento mineralúrgico.

Extensión: Interpolación de un número limitado de datos experimentales, casi puntuales (muestras), a bloques en los que dividimos el cuerpo mineralizado.

Flotación: Técnica de concentración de menas, basada en las propiedades superficiales de los minerales, y en el diferente carácter hidrófilo o hidrófobo de éstos. Se aplica preferentemente para la concentración de sulfuros, ya que su carácter hidrófobo les permite flotar y ser separados así de las otras especies minerales, que se hunden.

Isótropo: Depósito mineral en donde la variación de sus parámetros intrínsecos, es independiente de la dirección.

Krigeaje: Método geomatemático de extensión de valores de muestras, a bloques. Consiste en una ponderación de los diferentes valores de las muestras en función de su distancia y orientación respecto al bloque a estimar y de la estructura o variograma de la variable en cuestión. El nombre de esta técnica fue puesto en honor al ingeniero sudafricano Krige.

Ley: cantidad de metal contenido por unidad de masa ($L=Q/M$).

Ley de corte: Base para la selectividad. Aquella para la que se compensa el valor del metal contenido, con el precio de coste de su explotación. La mínima ley que debe tener un mineral para que su explotación sea posible sin pérdida económica. Cualquier ley que se aplique para separar categorías de mineral. Corresponde al término anglosajón de *cut-off*.

Ley de corte óptima: Aquella que maximiza el VAN de la operación.

Ley económica: Orden de magnitud de la ley de un determinado mineral, para poder ser explotado, bajo condiciones económicas favorables.

Ley puntual: Se consideran como tales, las leyes de muestras manuales, y las muestras de sondeos y barrenos.

Manto: Designación de los grandes cuerpos mineralizados de la Sierra de Cartagena, de carácter estratiforme (*segundo manto*), o lenticular con contactos irregulares de reemplazamiento (*primer manto*).

Marginal: Mineral cuyo valor no cubre la totalidad de los costes de la operación, pero sí compensa el coste de su tratamiento en la planta, más los costes generales unitarios, y los posibles costes residuales de extracción, toda vez que dicha extracción viene ya impuesta por el desarrollo del proyecto.

Medio plazo: En planificación minera, período de un año.

Meseta(C) : Valor correspondiente a la asíntota del variograma. Valor medio de las diferencias cuadráticas de la variable entre puntos del yacimiento separados por una distancia superior al alcance(a). Se corresponde con el valor de la varianza de

dispersión de las muestras. Sinónimo *palier*.

Mineral: En sentido minero, aquella masa rocosa con un contenido metal suficiente para permitir su aprovechamiento económico. En un yacimiento, toda roca mineralizada con una ley superior a la de corte. Corresponde al término anglosajón de *ore* o *payable ore*.

Modelo de bloques: Representación del cuerpo mineralizado mediante una red tridimensional de bloques, que servirá de base al correspondiente modelo numérico.

Modelo geológico : Representación tridimensional de la morfología del cuerpo mineralizado, con la expresión de aquellos factores geológicos(tectónicos y litológicos) que pueden controlar el reparto de metal, y las distintas zonalidades existentes.

Modelo geométrico : Representación tridimensional del cuerpo mineralizado tras la regularización de sus contornos y su discretización en bloques. Equivale al modelo de bloques.

Modelo final : Modelización del depósito en pequeños bloques, en base a los resultados del control de leyes, y que sirve de guía directa para la explotación.

Modelo inicial : Modelización del depósito en grandes bloques, en base a los datos de la campaña de sondeos de reconocimiento. Sirve de base para la elaboración del proyecto y generalmente para las previsiones a nivel anual.

Modelo numérico : Representación del depósito mineral mediante una matriz de bloques, individualmente estimados, por alguna técnica de extensión, generalmente el krigeaje.

Módulo de estimación : Volumen o soporte físico unitario según el que se discretiza el yacimiento para su estimación.

Módulo de explotación : Volumen o soporte físico mínimo, que puede ser extraído selectivamente, de una forma operativa, es decir sin frenar el ritmo de producción, ni gravar excesivamente los costes. Se suele tomar como orientativo el bloque de 5 x 5 x h ; pero las dimensiones prácticas del módulo de selectividad, dependerán para cada caso del método de arranque y de carga, de la configuración de la malla de voladura, de las dimensiones y características de las palas cargadoras , y naturalmente de la naturaleza de los terrenos.

Panel : Conjunto de bloques

Parámetro de corte : Generalización del término ley de corte. Puede tratarse de potencia de corte(capas de carbón), profundidad de corte(depósitos lateríticos de níquel), etc. Es el valor mínimo de un determinado parámetro crítico, para el que se puede realizar la explotación del mineral sin pérdida económica.

Ponderación : Equivalente a regularización o *compositing*. Asignación de las leyes de los sondeos, correspondientes a maniobras de longitud variable, a tramos de mayor amplitud y longitud constante, que normalmente se hacen corresponder con la división en bancos del yacimiento. Otro término sinónimo empleado es el de "banqueado".

Preexplotación : Conjunto de operaciones de control que permiten precisar con el necesario detalle, la ubicación, morfología, leyes, y demás características de los cuerpos mineralizados, en un yacimiento, con la suficiente antelación sobre la fase de explotación, como para servir de guía a ésta.

Reconciliación : Comparación entre los valores estimados y los valores obtenidos en la práctica, y análisis de las desviaciones.

Recuento : Reconstrucción sobre el plano, del mineral explotado en un período de tiempo, por cómputo de los bloques comprendidos entre la posición de los bancos de explotación al inicio y al final de dicho período.

Recursos : Contenido total de un depósito mineral sin tener en cuenta una ley de corte; o mineral total contenido en un distrito minero, potencialmente explotable.

Recuperación : Término utilizado más frecuentemente en relación con el porcentaje de muestra recuperado en los sondeos $R = L_{\text{testigo}} / L_{\text{maniobra}}$. En ocasiones se le utiliza con la acepción de recuperación de metal en la planta de concentración o rendimiento metal.

Regularización : Aplicado al tratamiento de los datos de una campaña de sondeos, tiene el mismo significado que ponderación, o banqueo. Aplicado a la modelización del yacimiento, significa regularización o suavizado de los contornos (contorneo) para poder posteriormente asimilar el cuerpo mineralizado a formas geométricas discretas.

Rendimiento metal (ρ_M) : Proporción de metal recuperado en la planta de concentración, frente al metal contenido en la alimentación o "todo uno" :

$\rho = T_C \times L_C / T_{t.u.} \times L_{t.u.}$, expresado en tanto por ciento.

Restricción geológica : Modalidad de tratamiento de datos, condicionada a la naturaleza geológica de los mismos, controlada mediante la oportuna codificación. Su finalidad asegurar la homogeneidad de los mismos, desde un punto de vista geológico. Esta forma de operar es fundamental para la elaboración del modelo numérico del yacimiento.

Reservas : Porción de los recursos, de un depósito o de un distrito, que permite un aprovechamiento industrial rentable, en condiciones normales.

Role : Ley recuperable ($L \times \rho$) . En el caso más general de depósitos polimetálicos, se define como la ley equivalente recuperable, en función de uno de los elementos que se toma como patrón, y de la equivalencia económica de los demás respecto a él.

Role de corte : Role mínimo necesario, para poder explotar el mineral sin pérdidas económicas. Aquél role, para el cual se igualan el valor de la tonelada y su precio de coste.

Selectividad : Factor primordial para la rentabilidad de la mina. Conjunto de operaciones que tienen por objeto una eficaz separación física, sobre el frente de explotación, del mineral y el estéril, de forma que tanto la dilución, como la pérdida de mineral sean mínimas.

Soporte : Volumen o dimensiones físicas de una muestra, tamaño de los bloques unitarios en que se discretiza un yacimiento.

Stock : Montón o pila. Zona de almacenamiento de mineral, generalmente marginal, a la espera de un futuro tratamiento en la planta.

Test de flotación (T.F.) : Ensayo de laboratorio, en celdas de flotación a escala reducida, para determinar el comportamiento mineralúrgico de una muestra y determinar el rendimiento metal a obtener en el lavadero.

Test mina : Explotación individualizada de un panel o conjunto de bloques de mina, bajo un perfecto control y seguimiento de la operación, a fin de poder reconstruir los valores reales del mineral explotado (tonelajes y leyes) y compararlos con las correspondientes estimaciones en el modelo inicial y en el modelo final. Esta operación, correctamente realizada, sobre una parte representativa del yacimiento, es la única forma válida de determinar el grado de validez de las estimaciones.

Todo uno(t.u.) : Mineral bruto que se envía a la planta de concentración (T_1).

Varianza de dispersión : Referido a las leyes, desviación cuadrática media de las leyes de los distintos bloques del yacimiento respecto de su ley media.

Varianza de estimación : Error cuadrático medio, cometido al asignar valores a los bloques, por interpolación de los datos experimentales.

Variograma ($\gamma(h)$) : Referido a las leyes, función que expresa las discrepancias cuadráticas de leyes entre n parejas de puntos, en un depósito mineral, a medida que aumenta el espaciado de la pareja. Función que establece la variabilidad de un parámetro, en función de la distancia.

Variografía : Análisis estructural. Análisis e interpretación de los variogramas en las diferentes direcciones espaciales.

Yacimiento : Todo depósito mineral susceptible de explotación industrial económicamente rentable.

10 - BIBLIOGRAFIA

10 - BIBLIOGRAFIA

AGTERGERG, F.P.(1980). "Lognormal models for several metals in selected areas of Canada". *Memoire de B.R.G.M. N°106*.

ALFARO, M.A.(1975). "Introducción a la geoestadística operativa". *Universidad Politecnica de Madrid. E.T.S. de Ingenieros de Minas.Fundación Gómez-Pardo*.

ALVARGONZALEZ, V., GALLEG0, A., GARCIA, A., MANTECA, J.I.(1988). "La problemática de los yacimientos polimetálicos de la Sierra de Cartagena y peculiaridades de las distintas etapas de su planificacion minera". *VIII Congreso Internacional de Minería y Metalurgia, Oviedo*.

BARBERY, G. y JONES M.P.(1974). "Etude mineralogique des possibilites de traitement d'un echantillon de l'alimentation de la laverie Roberto". *Informe inédito para la S.M.M.P.E*.

BARNES, M.P.(1980). "Computed assisted mineral appraisal and feasibility". *American Society on Mining Engineers*.

BENYAKHLEF-MOREAU.(1981). "Prevision des resultats a l'entrée laverie (modelisation des pertes et salissages)". *Sogerem.E.Mines. Paris*.

BENZ, J.P.(1970). "Cubicación y Selectividad". *Doc. interno de la SMMPE*.

BERNARD, A.J.(1975). "Initiation a la Metallogenie". *Institute National Polytechnique de Nancy*.

CANTO, J.M.(1990). "Factores geológicos y geotécnicos en el diseño, planificación y explotación de una mina subterránea". *Tesis Doctoral. Universidad de Granada*.

CHICA, M., DERAISME, J., CHAMBUAEL, L., RIVOIRARD, J. Y COLEOU, Th.(1984). "Etude geostatistique de la carrière de Sultana." *Informe Técnico inédito, realizado en el CGMM de Fontainebleau para la S.M M.P E*.

CHICA, M.(1987). "Análisis geoestadístico en el estudio de la explotación de recursos minerales." *Tesis Doctoral. Universidad de Granada*.

CHICA, M., GALLEG0, A., GARCIA, A., MANTECA, J.I.(1988). "Adaptación de un modelo numérico al modelo geológico de un yacimiento". *II Congreso Español de Geología*.

- CHICA, M., GALLEG0, A., GARCIA, A., MANTECA, J.I. (1988). "Variografía del yacimiento Pb-Zn Los Blancos-III (Sierra de Cartagena). Coherencia análisis estructural-modelo geológico". *II Congreso Español de Geología. Granada*.
- COLEU, TH. (1987). "Parametrage technique des reserves et optimisation d'un projet minier." *Tesis Doctoral. E.N.S. de Minas de Paris*.
- DAGBERT, M. (1987). "Cut-off grades: statistical estimation and reality". *C.I.M. Bulletin. Vol 80. N° 898. Pag. 239-249*.
- DAMAY, J. (1973). "Valeur plancher. Teneur limite". *Doc. Note Mines de la S.M.M. PEÑARROYA*.
- DAMAY, J. (1975). "Application de la Geostatistique au niveau d'un Groupe Minier". *D.Reidel Publishing Company, Advanced Geost.in the Mining Industry, pp.313-325*.
- DAVID, M. (1977). "Geostatistical ore reserve estimation". *Elsevier Scientific Publihing Company. Amsterdam*
- FENOLL, P. (1987). "Los yacimientos de fluorita, plomo, cinc y bario del sector central de la cordillera bética". *Dpto. de Mineralogía- Petrología. Universidad de Granada*.
- FERNANDEZ, J.C. (1987). "Campaña de sondeos de Sultana". *Documento inédito. S.M.M.P.E.*
- FRIEDRICH, G. (1964). "Largerstattenkundliche untersuchungen an der erzvorkommen der sierra de Cartagena in Spanien". *Geol. Jahrb. Beiheft 59. 108 pp*.
- GALLEG0, A., GARCIA, A., MANTECA, J.I. (1987). "Proyecto de explotación de la corta Sultana (Los Blancos III)". *Informe inédito. S.M.M.P.E.*
- GALLEG0, A., MANTECA, J.I., REBOLLO, J.L. (1973). "Proyecto de explotación de la corta Tomasa". *Informe inédito. S.M.M.P.E.*
- GALLEG0, A., MANTECA, J.I. (1983). "Proyecto de explotación de la corta Brunita". *Informe inédito. S.M.M.P.E.*
- GALLEG0, A. (1990). "Las leyes de corte en yacimientos mono y polimetálicos. Desde el estudio de viabilidad hasta la operación". *Tesis Doctoral. Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas. Madrid*.
- GALLEG0, A., GARCIA, A., MANTECA, J.I. (1988). "Revisión y modificación de un modelo de estimación inicial, a la luz de los primeros resultados de la explotación". *VIII Congreso Internacional de Minería y Metalurgia. Oviedo*.
- GALLEG0, A., MANTECA, J.I., PALOMERO, A. (1984). "Un ejemplo de aplicación geoestadística bajo restricción geológica: evaluación de la mina Brunita. Sierra de Cartagena". *I Congreso Español de Geología. Tomo III*.
- GALLEG0, A., GARCIA, A., MANTECA, J.I. (1985). "Le probleme de l'information de base dans les gisements polymetaliques et les solutions adoptées par Peñarroya-España dans son explotación de Silicates (Cartagena, Espagne)". *Industrie Minerale, Février 1985, pp 87-92*.

- GALLEGO, A., MANTECA, J.I., OVEJERO, G.(1990). "Evaluación del yacimiento de la Parrilla". *Informe inédito. Grupo Minero La Parrilla*.
- GARGILL, S.M.(1981). "United States gold resource profile". *Economic Geology*, 76.
- GONZALEZ, V.(1990). "Modelización numérica de capas de carbón en la Cuenca Central Asturiana". *Tesis doctoral. E.T.S.I.Minas, Oviedo*.
- GUMIEL, P. PINEDA, A.(1981). "Las mineralizaciones de Sn-W de la mina La Parrilla". *Tecniterrae*, 39, pp. 16-38.
- GY, P.(1979). "Sampling of particulate materials. Theory and practice". *Ed. Elsevier. Amsterdam*.
- HARRIS, DV.P.(1984). "Mineral Resources Appraisal". *Oxford University Press*.
- HUIJBREGTS, Ch.(1975). "Selection and grade-tonnage relationships". *D.Reidel Publishing Company, Advanced Geostatistics in the Mining Industry*, pp. 113,135.
- I.G.M.E.(1986). "Trabajos de ampliación del Proyecto de Investigación en dos áreas de las provincias de Cáceres y Badajoz". *Informe del Instituto Geológico y Minero de España*.
- IVOSEVIC, S.W.(1984). "Gold and silver handbook". *Stanley W. Ivošević. Denver*.
- JOHN, H.T.(1984). "Cut-off grade circulation for an open-pit mine". *C.I.M.M. Annual General Meeting. Ottawa. Abr(16-18)*.
- JOLY, G.(1983). "Indications complémentaires sur les teneurs de coupure". *Minatome Corporation. Industrie Minerale. Ene-83*
- JOURNEL, A.(1977). "Geostatistique minière". *Centro de Geoestadística de Fontainebleau*.
- JOURNEL, A. HUIJBREGTS, Ch.(1978). "Mining geostatistics". *Ed. Acad. Press. New-York*.
- KAGER, P.C. A.(1980). "Mineralogical investigations on sulfides, Fe-Mn-Zn-Mg-Ca carbonates, greenalite and associated minerals in the Pb-Zn deposits in the Sierra de Cartagena, province of Murcia". *Tesis de la Universidad de Amsterdam*.
- KOCH AND LINK(1971). "Statistical analysis of geological data". *John Wiley and Sons*.
- KRIGE, D.G. "Statistical applications in mine valuations". *J. INST.MINE SURV. S.A., Vol. 12. n° 2 y 3*.
- LAFITTE, P.(1957). "Recherche minière et méthodes statistiques". *Ann. Mines, Février 1957*.
- LANE, KENNETH F.(1988). "The economic definition of ore. Cut-off grades in theory and practice". *Minning Journal Books Limited. Londres*.
- LASKY, S.G.(1950). "How tonnage and grade relations help predict ore reserves". *Engng. Ming. J. USA 151. N° 4*.
- LJØKJELL, P.(1975). "Composition and flotability of sphalerites from the Cartagena region". *Informe*

inédito realizado para la S.M.M.P.E.

LOPEZ GARCIA, J. A.(1979). "Estudio de los sulfuros de Fe de los yacimientos de la Unión (Sierra de Cartagena) y de su influencia en el tratamiento industrial". *Tesis de Licenciatura. Univ. Complutense.*

LOPEZ GARCIA, J.A.(1985). "Estudio mineralógico, textural y geoquímico de las zonas de oxidación de los yacimientos de Fe, Pb, Zn de la Sierra de Cartagena,Murcia". *Tesis Dpto. Crist. y Mineralogía, Univ Complutense.*

LUNAR, R., MANTECA, J.I., RODRIGUEZ, P., AMOROS, J.L. (1982). "Estudio mineralógico y geoquímico de los gossan de los depósitos de Fe, Pb, Zn de la Unión (Sierra de Cartagena)". *Bol Geol Min T XCIII-III.*

MANTECA, J.I.(1991). "Estimación de reservas minerales" . *Ed. Ramón Areces S.A. "Yacimientos Minerales pp 885-906.*

MANTECA, J.I.(1974). "Nota sobre las características mineralógicas de los yacimientos de la Sierra de Cartagena y su repercusión sobre el tratamiento por flotación". *Informe interno. S.M.M.P.E.*

MANTECA, J.I.(1982). "El muestreo con sonda de circulación inversa IR-TH-60 Cyclon-Drill y fiabilidad de los datos obtenidos". *Informe interno. S.M.M.P.E.*

MANTECA, J.I.(1978). "La selectividad como objetivo principal del control de leyes".*Documento interno de la S.M.M.P.E.*

MANTECA, J.I., OVEJERO, G.(1992). "Los yacimientos Zn, Pb, Ag-Fe del distrito minero de La Unión-Cartagena, Bética oriental". *Ediciones C.S.I.C. Textos Universitarios. Vol 5,Recursos Minerales de España,pp.1085-1102.*

MARECHAL, A. (1972). "El problema de la curva tonelaje-ley y de su estimación". *Boletín de Geoestadística del Departamento de Minas de la Universidad de Chile.Santiago de Chile.*

MATHERON, G.(1965). "Les variables regionalisées et leur estimation". *Ed. Masson et cie. Paris.*

MATHERON, G. (1970). "La theorie des variables regionalisées et ses applications. *Ed. C. Geost. et Morph. Math. de Fontainebleau.*

M.A.Y.A.S.A, (1989). "Revisión del valor minero del grupo *La Parrilla*". *Informe inédito realizado para la LEIM.*

NILSSON, D. BENGT,A.(1985). "Cut-off grade optimization". *Swedish Mining Research Fondation.International mining.Jul-85*

OEN, I.S., FERNANDEZ, J.C., MANTECA, J.I.(1975). "The lead-zinc and associated ores of la Unión, Sierra de Cartagena. Spain". *Econom. Geol. Vol 70. pp 1259-1278.*

OLADE, M.A.(1980). "Geochemical characteristics of tin-bearing and tin-barren granites, northen Nigeria". *Econom. Geol. 75.*

OVEJERO, G., JACQUIN, J.P. Y SERVAJEAN, G.(1976). "Les mineralisations et leur contexte

geologique dans la Sierra de Cartagena (sud-est de l'Espagne)". *Bull. Soc Geol. de France. T XVIII.* pp 613-633.

PASIEKA, A. R. SOTIROW, G.W.(1985). "Planning and operational cut-off grades based on computerised net present value and net cash-flow". *C.I.M. Bulletin Vol 78. N° 878.*
Jun-85

PETERS, W.C.(1987). "Exploration and Mining Geology". *John Wiley and Sons Inc.*

PEÑARROYA E. S.A.(1974). "Campaña de sondeos en la mina Adelaida(La Parrilla)". *Informe inédito.*

RIOIBEX, (1985). "Campaña de sondeos del Grupo La Parrilla". *Informe inédito.*

ROUTHIER, P.(1969). "Essai critique sur les méthodes de la Géologie". *Ed. Masson et Cie, Paris.*

SERRA, V.(1967). "Echantillonnage et estimation locales des phénomènes de transition miniers". *These Docteur Ingenieur Univ Nancy.*

SERRA, V.(1968). "Les structures gigognes: morphologie matematica et interpretation metallogenique". *Miner. Deposita vol. 3.*

SINGER and DE YOUNG(1980). "What can grade-tonnage relation really tell us". *Memoire du B.R.G.M. N° 106.*

TAYLOR, H. K.(1972). "General background theory of cut-off grades". *Trans.Inst. Min metall. Section a. Vol. 81.Pag. 160-179. Jul-72.*

TAYLOR, H.K.(1985). "Cut-off grades. Some further reflections". *Trans. Inst min. Metall. Section a. Vol. 96. Pag. A204.A216.Oct-85.*

URCELAY, I.(1984). "Análisis de un yacimiento explotado: cantera "Los Beatos II" en la Sierra de Cartagena". *Proy. fin de carrera, Inédito. E.T.S.I.M.Madrid.*

WOLF, J.(1984). "Mineral resources". *Ed. Chapman and Hall.*

Reunido el Tribunal que suscribe
en el día de la fecha acordó cali-
ficar la presente Tesis Doctoral
con la censura de -

Apto cum laude

Madrid, 12 de 6 1893

17

[Signature]

Rafael Ortega

[Signature]

José Luis